

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования

«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

Кафедра металлургических технологий и оборудования

А.Н. Шаповалов

ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРАХ

Методические указания для выполнения
курсовой работы по дисциплинам
«Теория и технология производства стали»,
«Основы сталеплавильного производства»
для студентов, обучающихся по направлению
подготовки бакалавров 22.03.02 Металлургия,
профиль «Металлургия черных металлов»,
всех форм обучения

Новотроицк - 2020

УДК 669.18
ББК 34.327
Ш 24

Рецензенты:

*Профессор кафедры металлургии стали и ферросплавов НИТУ «МИСиС»,
проф., д.т.н. Явойский А.В.*

*Доцент кафедры электрометаллургии и литейного производства ФГБОУ «МГТУ»,
к.т.н. Потапов М.Г.*

Шаповалов А.Н. Технология и расчет плавки стали в кислородных конвертерах: Методические указания для выполнения курсовой работы для студентов направления 22.03.02 Металлургия. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2020. – 59с.

Методические указания предназначены для выполнения курсовой работы, предусмотренной учебным планом подготовки бакалавров направления 22.03.02 Металлургия (профиль «Металлургия черных металлов») по дисциплинам «Теория и технология производства стали» и «Основы сталеплавильного производства».

Изложены основные положения технологии классического кислородно-конвертерного процесса (с верхней продувкой), особенности выплавки стали в конвертерах с донной кислородной и комбинированной продувкой.

Приведена методика упрощенного расчета основных параметров технологии кислородно-конвертерной плавки, на примере классического кислородно-конвертерного процесса, с верхней подачей дутья.

Указания составлены в соответствии с требованиями ОС ВО НИТУ «МИСиС» для бакалавров направления подготовки 22.03.02 Металлургия, обучающихся в НФ НИТУ «МИСиС».

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© Новотроицкий филиал
ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический
университет «МИСиС», 2020

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
1 Основные положения технологии выплавки стали в кислородных конвертерах	5
2 Задание на выполнение расчета плавки стали в конвертере	10
3 Определение параметров плавки в конце продувки	11
4 Определение расхода лома на плавку	13
5 Расчет окисления примесей металлической шихты	15
6 Расчет количества и состава шлака	19
7 Расчет расхода дутья.....	23
8 Расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки	25
9 Составление теплового баланса плавки и определение температуры металла	27
10 Расчет раскисления стали и ее химического состава	31
11 Расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки	35
12 Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата.....	36
13 Пример выполнения расчета плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья.....	38
14 Оформление пояснительной записки	53
Вопросы для самопроверки.....	54
Приложение А. Варианты заданий для выполнения курсовой работы	55
Приложение Б. Химический состав сталей	56
Библиографический список.....	58

Введение

В настоящее время выплавка стали в кислородных конвертерах является наиболее распространенным и прогрессивным способом ее производства. Это связано с высокой производительностью агрегатов, относительной простотой их конструкции, высоким уровнем автоматизации процессов, гибкостью технологии плавки, позволяющей в сочетании с внеагрегатной обработкой и непрерывной разливкой получать сталь высокого качества и широкого сортамента.

Технология плавки стали в конвертере является важным звеном производственного процесса и определяет его основные технико-экономические показатели. Она состоит из совокупности различных операций, приемов и методов, выполняемых в определенной последовательности и сочетании для получения жидкого металла высокого качества.

Классический кислородно-конвертерный процесс представляет собой выплавку стали из жидкого чугуна с добавкой лома в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму.

По своей сущности выплавка стали представляет из себя сложный комплекс физико-химических и тепловых процессов. Многообразие материалов, постоянное изменение их состава и температуры, недостаточная текущая информация о параметрах плавки, требуют систематической коррекции технологии плавки стали. Это приводит к необходимости проведения как прогнозных (до начала плавки), так и оперативных расчетов по ходу процесса.

На начальном этапе профессиональной подготовки специалистов расчеты плавки стали целесообразнее выполнять вручную. В этом случае методика расчета направлена на изучение содержательной части конвертерного процесса в условиях современного металлургического производства.

В данной работе, на примере кислородного конвертера с верхней продувкой, приведена методика упрощенного расчета основных технологических параметров выплавки стали. Расчет плавки стали в конвертере направлен на изучение принципиальных положений сталеплавильного производства.

1 Основные положения технологии выплавки стали в кислородных конвертерах

Расчеты плавки стали базируются на теоретических представлениях о характере сталеплавильных процессов и практических данных работы современных металлургических агрегатов.

Сущность классического кислородно-конвертерного процесса получения стали заключается в следующем: в агрегате (конвертере) проводят окислительное рафинирование металла, используя в качестве основного реагента газообразные окислители, и нагрев металла без подвода тепла из внешних источников за счет физического тепла жидкого чугуна и тепла экзотермических реакций; раскисление и легирование металла осуществляется в ковше.

Известны три основных способа продувки металла кислородом в современных конвертерах: продувка сверху, снизу и комбинированная.

1.1 Технология выплавки стали в конвертерах с верхней продувкой

Отличительными признаками классического кислородно-конвертерного процесса с верхней продувкой являются:

- использование жидкого чугуна как основного материала для получения стали в количестве более 70 %;
- подача в конвертер для продувки исходных материалов технически чистого кислорода (содержание кислорода в дутье не менее 99,5 %);
- применение водоохлаждаемой фурмы, подающей кислород в конвертер сверху через горловину по направлению вертикальной оси агрегата;
- переменное положение наконечника фурмы над поверхностью конвертерной ванны;
- использование основных огнеупорных материалов для футеровки конвертера, состоящих преимущественно из MgO и CaO;
- применение кусковой извести и разжижавших добавок для формирования шлака;
- продувка без перерывов до заданных уровней параметров плавки (промежуточное удаление шлака не производится);
- использование только внутренних источников тепла (физическое тепло чугуна и химическое тепло процессов окислительного рафинирования);
- расход лома на плавку определяется условиями теплового баланса в зависимости от заданной температуры металла (использование лома в качестве основного охладителя);
- материалы, содержащие оксиды железа (твердые окислители): железная руда, агломерат, окатыши или окалина, используются в качестве дополнительной охлаждающей добавки при необходимости снижения температуры металла по ходу продувки;
- раскисление и легирование металла осуществляется в сталеразливочном ковше во время выпуска металла из конвертера.

Перед началом каждой плавки осуществляют ее шихтовку (планирование), то есть определяют оптимальные для данных условий количества (расходы) чугуна, лома, шлакообразующих материалов и кислорода, обеспечивающие по окончании продувки получение металла с заданной массой, температурой и концентрацией углерода, и основности конечного шлака.

Конвертерная плавка начинается с осмотра поверхности футеровки конвертера и принятия решения о восстановлении ее работоспособности: необходимость и вид ремонта (горячий или холодный и их объемы). Продолжительность операции зависит от объема

производимых работ (от 1 до 10 мин при горячих ремонтах футеровки и до 2 ч - при ремонте сталевыпускного отверстия).

Следующая операция - загрузка лома. Во избежание разрушения футеровки сначала через горловину конвертера загружается совок с легковесным ломом, а затем с тяжеловесным. При загрузке лома одним совком передняя часть совка загружается легковесным ломом. Продолжительность загрузки лома – 2 - 4 мин.

В зависимости от состояния днища и качества шихтовых материалов первую порцию извести (20-40 % от общего расхода).

Чугун заливается в конвертер через горловину в один прием из заливочного ковша. Продолжительность слива – 2-4 мин.

Продувку ведут технически чистым кислородом через вертикально расположенную водоохлаждаемую фурму, которую вводят в полость конвертера через горловину строго по его оси. Давление кислорода перед фурмой составляет 1,2-1,6 МПа. Высоту фурмы над ванной можно изменять по ходу плавки; обычно она увеличивается при росте емкости конвертера и находится в пределах 0,8-3,3 м от уровня ванны в спокойном состоянии. Обычно для ускорения шлакообразования продувку начинают при повышенном положении фурмы, а через 2-4 мин ее опускают до обычного оптимального положения.

Обычно вторая и третья порции извести подаются в конвертер с интервалом в 2-3 мин с таким расчетом, чтобы присадка 70-80 % извести была закончена в первой трети продувки. Оставшаяся часть извести (20-30 %) присаживается в начале последней трети продувки.

Плавиновый шпат подается при необходимости с первой порцией извести или в период "свертывания" шлака (в середине продувки при низкой концентрации оксидов железа в шлаке), или за 2-3 мин до окончания продувки.

Продувка в зависимости от интенсивности подачи кислорода (2,5-7 м³/т·мин) и удельного расхода кислорода на процесс (45-55 м³/т) продолжается от 12 до 20 мин и должна быть закончена на заданном для выплавляемой марки стали содержании углерода. К этому моменту металл должен быть нагрет до необходимой температуры (1580-1650 °С), а содержание серы и фосфора в нем не должно превышать допустимых для данной марки стали пределов.

Момент окончания продувки, примерно соответствующий требуемому содержанию углерода в металле определяют по количеству израсходованного кислорода, по длительности продувки, по показаниям ЭВМ.

После продувки фурму поднимают, конвертер наклоняют в горизонтальное положение, отбирают пробы металла и шлака для анализа их составов, измеряют температуру металла, ожидают результаты анализа. Обычно эти операции называют «повалка конвертера», ее продолжительность – 4-6 мин. По результатам анализа и измерения температуры металл либо выпускается в ковш, с последующим раскислением и легированием, либо принимают меры по корректировке технологических параметров.

При необходимости дополнительный нагрев металла производится додувкой при обычном (если содержание углерода в металле больше требуемого для данной марки стали) или при повышенном положении фурмы. Напротив, снижение температуры металла производится путем присадки в конвертер мелко чистого лома или известняка, а также извести. Дополнительное удаление серы и фосфора проводится додувкой при повышенном положении фурмы с присадками извести или известняка.

Додувки металла являются нежелательными операциями (отклонениями от нормальной технологии процесса), так как они влияют на производительность конвертера, выход

годного и качество металла, стойкость футеровки. После додувок обязательна повалка конвертера с анализом состава и температуры металла.

Получив заданные значения технологических параметров, металл выпускают в ковш через сталевыпускное отверстие, служащее для отделения металла от шлака. Длительность выпуска – 4-9 мин. Одновременно в ковш подают раскисляющие и легирующие добавки. Расчет расхода присаживаемых сплавов и науглероживателей осуществляется с учетом заданного содержания элемента в готовой стали, остаточного его содержания в металле после продувки и величины угара вводимого элемента.

После выпуска металла оставшийся в конвертере шлак полностью сливается через горловину в шлаковую чашу. Продолжительность слива 1-3 мин.

Таким образом, цикл плавки составляет 30-50 мин в зависимости от емкости агрегата, интенсивности подачи дутья и организации производства.

После выпуска из конвертера для улучшения качества, металл подвергается ковшевой обработке, в качестве которой применяют продувку металла инертным газом, вакуумирование, обработку порошками, шлаками или шлаковыми смесями. Разливка стали в современных конвертерных цехах производится на машинах непрерывного литья заготовок.

1.2 Технология выплавки стали в конвертерах с донным дутьем

В конвертерах донной продувки кислородом во вставном днище размещают 8-20 фурм типа «труба в трубе». По центральной трубе фурмы с внутренним диаметром 28-50мм подают кислород, а по кольцевой щели толщиной 0,5-2 мм – защитную среду: природный газ, пропан, или жидкое топливо. Расход кислорода на продувку составляет 45-55 м³/т (удельная интенсивность продувки 3-7 м³/т·мин), расход природного газа 6-10 % от расхода кислорода (4-5 м³/т), пропана 3,5 % (около 1,5 м³/т), жидкого топлива - 2-3 л/т. В межпродувочные периоды, для охлаждения фурм и поддержания их в работоспособном положении, через оба канала фурмы продувают азот с расходом 15-20 м³/т. После окончания продувки металла кислородом обязателен кратковременный (20-60 с) период продувки металла инертным газом (аргоном или азотом) для удаления водорода.

При донной продувке находят применение две разновидности технологии: с подачей кусковой или порошкообразной извести. В первом случае основные технологические операции остаются такие же, как и при верхней продувке. Однако следует иметь ввиду, что активное формирование основного шлака происходит в конце продувки, когда наблюдается низкая концентрация углерода в металле (< 0,1 %) и возрастание в шлаке оксидов железа. Для получения стали с требуемыми низкими содержаниями фосфора и серы необходима продувка металла до весьма низких концентраций углерода (<0,05 %). В этом случае теряется одно из основных преимуществ донной продувки (снижается выход годного) и часто требуется науглероживание металла в ковше.

Выход жидкой стали, по сравнению с верхней продувкой, увеличивается на 1,5-2 % вследствие уменьшения испарения железа, содержания оксидов железа в конечном шлаке и выносов, исключения выбросов.

Плавка, с применением порошкообразной извести, начинается как обычно с подготовки конвертера, загрузки лома и заливки чугуна. В течение первых 1/2-2/3 длительности продувки вдувают порошкообразную известь, иногда с добавкой концентрата плавикового шпата. Размер частиц извести должен быть менее 0,15 мм, а расход составляет 40-70 кг/т, возрастая при увеличении содержания кремния в чугуне; расход плавикового шпата достигает 4 кг/т.

Содержание FeO в шлаке, как и при использовании кусковой извести, по ходу продувки не превышает 5-6 %, но шлак, с высоким содержанием оксида кальция, формируется уже в начале продувки. Это позволяет выплавлять средне- и высокоуглеродистые стали с достаточно низкими концентрациями вредных примесей.

Из-за низкого содержания FeO в шлаке, реакция окисления марганца $[Mn] + (FeO) = (MnO) + Fe$ получает ограниченное развитие и количество окисляющегося за время продувки марганца (30-40 %) меньше, чем при верхней продувке (~70 %).

Кроме того, при донной продувке повышается и стабилизируется степень усвоения кислорода ванной, что снижает расход кислорода на 5-10 % и облегчает прекращение продувки при заданных значениях содержания углерода и температуры.

Тепловой баланс плавки при донной подаче дутья, несмотря на введение некоторого количества топлива, ухудшается. Вследствие этого доля лома в шихте при донной подаче дутья снижается на 2-5 % по сравнению с верхней подачей.

1.3 Технология плавки стали в конвертерах с комбинированным дутьем

В конвертерах с комбинированной продувкой стремятся сочетать достоинства верхней и донной продувок, устраняя или ограничивая их недостатки.

При продувке кислородом металла сверху и снизу плавка состоит из периодов, выполняемых в той же последовательности, что и при обычной продувке сверху. Подача кислорода снизу составляет 12-25 % от его общего расхода на продувку, а расход защитного природного газа – 9-12 % от расхода кислорода через донные фурмы. Кислородную фурму в начале продувки устанавливают в повышенном положении и удерживают заметно дольше, чем при продувке сверху. Это повышает долю дожигания CO до CO₂, что способствует увеличению доли лома в шихте. Окисленность шлака по ходу продувки и в конце ее занимает промежуточное положение между верхней и донной продувками, приближаясь к одному или другому уровню в зависимости от интенсивности донной продувки.

Наиболее распространенным вариантом комбинированной продувки является продувка металла кислородом сверху и нейтральными газами снизу. В качестве нейтральных газов используются N₂, Ar и реже CO₂, часто применяют смесь газов. Удельная интенсивность донной продувки составляет от 0,01 до 3 м³/т·мин.

Как показал опыт, подача снизу даже сравнительно небольших количеств газа (например, 0,01-0,3 м³/(т·мин) аргона или азота) позволяет существенно повысить интенсивность перемешивания ванны и сохранить практически все преимущества донной продувки.

На отечественных заводах продувку кислородом сверху ведут через обычные или двухъярусные фурмы, а нейтральные газы N₂, Ar снизу подают через одиночные фурмы, число которых изменяется от 4 до 10, через многоканальные или щелевые огнеупорные блоки. Плавка состоит из тех же периодов, что и при продувке сверху.

При применении двухъярусной фурмы нижний ярус служит для прямого окисления примесей металла, а верхний - для дожигания CO до CO₂. Тепло этой реакции обеспечивает дополнительный нагрев ванны, чему способствует хорошее ее перемешивание газами, вдуваемыми через дно. Эти меры позволяют увеличить расход лома обычно до 35% и редко выше.

При производстве сталей с особо низким содержанием углерода или азота после останковки продувки, взятия проб и замера температуры проводится продувка металла аргоном при вертикальном положении конвертера в течение 2-6 мин без подачи кислорода.

При повалках конвертера через донные фурмы подается азот или аргон с минимальным расходом $0,02-0,08 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$, а в период межплавочных простоев конвертер устанавливается горловиной вниз с расходом азота $0,02-0,04 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{мин})$.

1.4 Особенности проведения расчета кислородно-конвертерной плавки

В производственной деятельности задача технологического персонала заключается в расчете условий, при соблюдении которых, необходимые конечные результаты достигаются с минимальными затратами.

Целью расчета плавки в этих условиях является определение минимально необходимой массы материалов, компоненты которых распределяются между металлической, шлаковой и газовой фазами кислородного конвертера. Расчет плавки стали в кислородном конвертере представляет собой решение систем уравнений материального и теплового балансов, участвующих в процессе химических элементов, эмпирических зависимостей и соотношений. Критерием оценки качества расчета служит получение химического состава, температуры и массы стали с заданной точностью.

Для упрощения расчетов составляют формулы, в которых искомая величина (параметр) является единственной неизвестной величиной, а значениями других задаются, исходя из практических данных. При этом расчеты ведутся в определенной последовательности, когда в начале определяется такой параметр, на величину которого влияние других, еще неизвестных параметров меньше, чем этого параметра на остальные. Сопоставление рассчитанных и принятых величин с заданной точностью свидетельствует о степени приближенности расчетов. Реализуемый таким образом метод последовательного приближения позволяет выделить существенные стороны процессов, опуская малозначимые факторы и явления.

Все расчеты целесообразно вести относительно суммы расходов чугуна и лома на плавку, причем в относительных единицах, то есть независимо от вместимости и конструкции агрегата считать, что сумма расходов чугуна и лома на плавку (сумма металлошихты) составляет 100 % или 100 кг. Расходы других материалов и выход продуктов плавки определяются в процентах от этой суммы, что равнозначно массе материалов в килограммах относительно 100 кг металлошихты.

Тепловой баланс плавки удобно составлять относительно температуры, близкой к 0°C ($0 \pm 25^\circ\text{C}$). Это позволяет пренебречь величинами физического тепла материалов, поступающих в конвертер с температурой окружающей среды, а при химических реакциях учитывать стандартные тепловые эффекты.

Ниже приведена методика упрощенного расчета конвертерной плавки, содержащая все необходимые пояснения.

2 Задание на выполнение расчета плавки стали в конвертере

Для выполнения расчета плавки стали в любом сталеплавильном агрегате необходимо располагать определенным минимумом исходных данных, которые студент получает из приложений А и Б в соответствии с номером своего варианта. Вариант задания, марку выплавляемой стали и способ кислородной продувки указывает преподаватель.

В приложении А приведены данные по вариантам о вместимости конвертера, химическом составе и температуре чугуна, интенсивности продувки, а также сведения о материалах плавки и способе разлива металла. В приложении Б представлены данные о химическом составе выплавляемых сталей.

Остальные, необходимые для расчета данные, выбираются самостоятельно, руководствуясь справочной литературой или практикой работы современных кислородно-конвертерных цехов.

В результате расчета должны быть определены расходы материалов, необходимые для выплавки стали заданного количества и химического состава, температура металла, продолжительность плавки и производительность агрегата.

Расчет рекомендуется проводить в следующей последовательности:

- определение параметров плавки в конце продувки;
- определение расхода лома на плавку;
- расчет окисления примесей металлической шихты;
- расчет количества и состава шлака;
- расчет расхода дутья;
- расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки;
- составление теплового баланса плавки и определение температуры металла;
- расчет раскисления стали и ее химического состава;
- расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки;
- определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата.

В ходе проведения расчетов студентам необходимо самостоятельно выбирать и принимать данные, не оговоренные в задании, в приведенных в указаниях пределах (но отличающихся от данных примера) или в соответствии с данными справочной литературы. В последнем случае необходимо дать ссылку на источник.

3 Определение параметров плавки в конце продувки

В начале расчета необходимо определить параметры, характеризующие состояние ванны жидкого металла в конце продувки: массу металла, его химический состав и температуру.

Масса металла в конце продувки соответствует вместимости конвертера, указанной в задании (Приложение А). Так как при продувке происходит окисление элементов металла и неизбежны потери железа, то исходная масса металлических материалов, из которых получают сталь (масса чугуна и лома), должна быть больше массы жидкой стали. Определение массы каждого из металлических материалов, загружаемых в конвертер, является одной из задач расчета плавки.

Химический состав стали любой марки регламентируется стандартами или оговаривается с заказчиком и должен соответствовать установленным требованиям. Марка стали указывается в задании и выбирается из Приложения Б [1].

Кроме того, следует учесть, что для осуществления безаварийной разливки стали на машинах непрерывного литья заготовок, содержание серы и фосфора в разливаемом металле не должно превышать 0,025 и 0,015 % соответственно.

Известно, что в классическом кислородно-конвертерном процессе количество лома, загружаемого на плавку, не превышает 30 % от суммы металлошихты (обычно 22-28 %). В противном случае значительно снижается приход тепла с жидким чугуном и тепла будет недостаточно для нормального ведения плавки. Исходная концентрация элементов в металлошихте существенно превышает их содержание в марочном составе выплавляемой стали. Поэтому удаление избытка элементов (в основном углерода) является главной задачей окислительного рафинирования в процессе продувки металла кислородом.

Продувку желателно прекратить тогда, когда достигнуто требуемое содержание углерода в металле ($[C]_M$) – любое значение для заданной марки стали из марочного интервала (см. Приложение Б). *Однако целесообразно ориентироваться на среднее значение из интервала: нижний предел – середина марочного интервала.* Это связано с возможностью поступления углерода в металл при раскислении ферросплавами (особенно углеродистым ферромарганцем).

Однако следует иметь в виду, что получение стали с содержанием углерода ближе к верхнему пределу предпочтительнее с точки зрения расхода кислорода и раскислителей, массы жидкого металла, времени продувки и других технико-экономических показателей.

Таким образом, продувка металла в конвертере может быть закончена, когда в металле останется такая концентрация углерода, при которой последующий ввод материалов (раскислителей и легирующих) не приведет к выходу ее за указанные маркой стали пределы. Учитывая вышеизложенное, студент осуществляет выбор содержания углерода в металле в конце продувки - $[C]_M$, %.

При продувке невозможно избежать практически полного окисления кремния и большей части марганца (окисляется на 75-85 %). Это значит, что остаточные содержания кремния и марганца окажутся в большинстве случаев меньше необходимых и потребуются вводить их в металл в виде специальных материалов, как правило, ферросплавов. При этом необходимо учитывать поступление в металл сопутствующих элементов (в том числе и углерода). Например, ферромарганец марки ФМн78 содержит 7,0 % углерода.

В производственных условиях, если после продувки реальная концентрация углерода не соответствует расчетным значениям, проводится коррекция: при высокой концентрации углерода металл додувают, при низкой – в металл на выпуске вводят углеродсодержащий

материал (кокс, графит и др.). Однако любая коррекция является нежелательной, так как связана с дополнительными затратами материалов, энергии, времени и труда.

Температура металла в конце продувки зависит от содержания углерода в металле, способа ковшевой обработки и типа разливки, так как это определяет необходимый запас тепла металла для сохранения его в жидком состоянии вплоть до разливки последних порций металла. Данная температура (t_M) равна сумме температуры начала затвердевания металла – температуры плавления ($t_{ПЛ}$) и величины перегрева металла, учитывающего потери тепла от момента выпуска металла до окончания разливки ($t_{ПЕР}$):

$$t_M = t_{ПЛ} + t_{ПЕР}. \quad (1)$$

В этом случае температуру начала затвердевания металла можно определить по формуле [2]:

$$t_{ПЛ} = 1539 - 80 \cdot [C]_M, \quad (2)$$

где 1539 – температура плавления чистого железа, °С;

$[C]_M$ – содержание углерода в металле в конце продувки, %.

Величину перегрева металла следует выбрать в пределах, указанных в таблице 1 в соответствии с указанием по разливке, приведенном в задании (Приложение А). Целесообразно принимать среднее значение величины перегрева из диапазона, указанного для каждого способа и условия разливки.

Таблица 1 – Величина необходимого перегрева металла в конвертере в зависимости от способа и условий разливки [3]

Способ и условия разливки	Величина перегрева металла ($t_{ПЕР}$), °С
1. Разливка в изложницы сверху	75 – 85
2. Разливка в изложницы сифоном	90 – 110
3. Непрерывная разливка с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом	100 – 120
4. Непрерывная разливка с предварительным вакуумированием металла в ковше	110 – 130
5. Непрерывная разливка с комбинированными способами ковшевой обработки металла	120 – 150

По результатам данного раздела студент должен определиться с массой жидкого металла в конце продувки, содержанием в нем углерода и температурой.

4 Определение расхода лома на плавку

Металлический лом является важнейшим (после жидкого чугуна) исходным железосодержащим материалом конвертерной плавки. Он выполняет роль основного охладителя процесса окислительного рафинирования, благодаря которому обеспечивается необходимая температура металла. Масса лома должна определяться из условий баланса тепла конвертерной плавки. Избыток тепла процесса расходуется на переработку эквивалентной массы лома.

Однако лом вносит с собой химические элементы, участвующие в окислительном рафинировании, как и элементы чугуна. Поэтому величина массы лома используется в начале расчета в уравнениях баланса элементов, а правильность выбора ее может быть установлена только в конце расчета, при составлении теплового баланса плавки. Критерием оценки служит рассчитанное значение температуры металла.

Для начала расчета можно выбрать расход лома произвольно из обычно наблюдаемого на практике интервала значений (22-28%), провести все расчеты до определения температуры металла, сравнить ее с требуемой и вернуться к началу расчета, скорректировать величину расхода лома и расчет повторить.

Для быстрого приближения используют эмпирические соотношения между массой лома и различными известными параметрами плавки [2]. Их эффективность зависит от того, насколько условия конкретной плавки соответствуют условиям, при которых получены расчетные зависимости. Для рассматриваемого случая можно использовать упрощенную формулу, полученную для условий, когда лом является единственным охладителем:

$$G_{\text{л}}' = 17,4 + 4,1 \cdot ([C]_{\text{ч}} - 4,0) + 9,5 \cdot ([Si]_{\text{ч}} - 0,5) + 0,034 \cdot (t_{\text{ч}} - 1330) + 3,2 \cdot ([Mn]_{\text{ч}} - 0,2) + 11 \cdot (0,2 - [C]_{\text{м}}) + 0,05 \cdot (1650 - t_{\text{м}}), \quad (3)$$

где $G_{\text{л}}'$ – расход лома на плавку (предварительный), % (кг/100кг металлошихты);
 $[C]_{\text{ч}}$, $[Si]_{\text{ч}}$, $[Mn]_{\text{ч}}$ – соответственно содержание углерода, кремния и марганца в чугуне, %;
 $t_{\text{ч}}$, $t_{\text{м}}$ – соответственно температура чугуна и металла, °С.

Поскольку все величины, входящие в формулу (3), известны из задания на работу (Приложение А) и результатов расчета п.3, студент определяет предварительный расход лома по уравнению (3).

При определении уточненного расхода лома на плавку необходимо учесть, что в соответствии с выданным заданием (Приложение А) в плавке, в качестве твердого окислителя, играющего роль дополнительного охладителя, используются окатыши

Для корректировки расхода лома, необходимо предварительно оценить охлаждающую способность окатышей, используя формулу:

$$S_{\text{ТО}} = 0,062 \cdot Fe_{\text{ТО}} - 0,014 \cdot (FeO)_{\text{ТО}} - 0,633, \quad (4)$$

где $S_{\text{ТО}}$ – коэффициент эквивалентности твердого окислителя как охладителя по отношению к лому, кг/кг;

$Fe_{\text{ТО}}$ – содержание железа в твердом окислителе, %;

$(FeO)_{\text{ТО}}$ – содержание FeO в твердом окислителе, %.

По данным о составе окатышей (Приложение А) определяется коэффициент эквивалентности твердого окислителя как охладителя по отношению к лому - $S_{ТО}$, который показывает сколько лома (кг) заменяет по охлаждающему эффекту 1 кг окатышей.

Далее, по данным о расходе окатышей на плавку ($P_{ТО}$), указанных в Приложении А в процентах (соответствуют кг на 100 кг металлошихты), определяют количество лома, замененное окатышами в соответствии с охлаждающим эффектом по формуле:

$$\Delta G_{Л} = P_{ТО} \cdot S_{ТО}, \text{ кг.} \quad (5)$$

Далее определяют уточненный расход лома на плавку, используемый в дальнейших расчетах

$$G_{Л} = G'_{Л} - \Delta G_{Л}, \text{ кг.} \quad (6)$$

5 Расчет окисления примесей металлической шихты

Для решения этой задачи необходимо определить средний химический состав металлической шихты и остаточные содержания примесей в металле в конце проливки.

Средний химический состав металлической шихты определяется в соответствии с расходами чугуна и лома на плавку и их химическим составом. По известному расходу лома, определяется расход чугуна ($G_{\text{ч}}$):

$$G_{\text{ч}} = 100 - G_{\text{л}}, \text{ кг.} \quad (7)$$

Химический состав чугуна указан в задании (Приложение А). Химический состав металлического лома зависит от того, отходы каких марок сталей составляют лом. Часто сведения об этом носят приблизительный характер. Можно считать, что лом имеет химический состав, близкий к среднему составу сталей, выплавляемых отечественной металлургией в наибольшем количестве – низкоуглеродистых обыкновенного качества. В этом случае лом может содержать 0,1-0,2 % С; 0,20-0,25 % Si; 0,4-0,5 % Mn; менее 0,04 % P и S. Учитывая вышеизложенное, следует самостоятельно принять состав лома: $[C]_{\text{л}}$; $[Si]_{\text{л}}$; $[Mn]_{\text{л}}$; $[P]_{\text{л}}$; $[S]_{\text{л}}$, %, а данные о химическом составе чугуна и лома свести в таблицу 2.

Таблица 2 – Химический состав металлошихты

Материал	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	P	S
Чугун жидкий					
Лом металлический					

Следует иметь в виду, что в производственных условиях вместе с жидким чугуном в конвертер попадает шлак, называемый миксерным шлаком. Миксерный шлак составляют часть доменного шлака на поверхности чугуна, материал футеровки миксеров (передвижных или стационарных), продукты окисления примесей чугуна и др. Миксерный шлак обычно содержит много кислотных оксидов и серы, поэтому является нежелательным материалом при производстве стали.

Технологией выплавки стали предусматривается удаление миксерного шлака с поверхности чугуна перед заливкой его в конвертер. Тем не менее, часть этого шлака попадает в конвертер, что необходимо учитывать при расчете плавки. Количество миксерного шлака оценивают в процентах к массе чугуна. До удаления шлака из заливочного ковша это количество составляет 0,5-2,0 %, а после скачивания – 0,2-1,0 % к массе чугуна. Из приведенных данных следует самостоятельно принять количество миксерного шлака, принимающего участие в формировании конвертерного шлака $G_{\text{м.ш}}$, %. В дальнейшем расчете можно учитывать наличие миксерного шлака только при формировании конвертерного шлака, пренебрегая его влиянием на средний состав металлошихты.

Подобное замечание относится и к качеству металлического лома. Лом всегда частично окислен с поверхности и поступает в конвертер с некоторым количеством мусора: песком (основной компонент – 95 % - SiO_2) и глиной (Al_2O_3). Окисленность и замусоренность лома оценивают в процентах к массе лома. Их величина обычно составляет 0,5-2,0 % для каждой из этих характеристик качества металлического лома. Относительно небольшой расход лома на плавку позволяет пренебречь влиянием окалина и мусора в ломе при упрощенных расчетах.

С учетом вышеприведенных замечаний проводится расчет вносимых в конвертер с ломом и чугуном элементов:

$$- \text{вносится с ломом } G_{\text{л}} = G_{\text{л}} \cdot \frac{[\%E]_{\text{л}}}{100\%}, \quad \text{кг/100кг металлошихты}; \quad (8)$$

$$- \text{вносится с чугуном } G_{\text{ч}} = G_{\text{ч}} \cdot \frac{[\%E]_{\text{ч}}}{100\%}, \quad \text{кг/100кг металлошихты}, \quad (9)$$

где $G_{[E]}$ – количество вносимого элемента с компонентами металлошихты, кг/100 кг;
 $[\%E]$ – содержание элемента в компоненте металлошихты, %.

По полученным данным определяется общее поступление элементов с компонентами металлошихты - $[E]_{\text{ш}}$ (химический состав металлошихты). Полученные данные сводятся в таблицу 3.

Таблица 3 – Определение среднего химического состава металлошихты

Компоненты металлошихты	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун	$G_{\text{ч}}$					
Лом	$G_{\text{л}}$					
Всего в шихте	100	$[C]_{\text{ш}}$	$[Si]_{\text{ш}}$	$[Mn]_{\text{ш}}$	$[P]_{\text{ш}}$	$[S]_{\text{ш}}$

Для определения остаточных содержаний примесей в металле в конце продувки используются данные о содержании углерода в конце продувки (см. п.3) $[C]_{\text{м}}$, а также практические сведения о поведении примесей в основных сталеплавильных процессах.

Кремний при выплавке стали в конвертере с основной футеровкой окисляется практически полностью, поэтому $[Si]_{\text{м}} = 0\%$.

Марганец, фосфор и сера во время продувки частично удаляются из металла. Степень их удаления зависит от условий ведения плавки (состава шлака и металла, их температуры) и момента окончания продувки. Обычно наблюдаемые значения степени удаления элементов приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Степень удаления некоторых элементов из металла при кислородно-конвертерной плавке с верхней продувкой, % [3]

Химический элемент	Степень удаления элемента при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	80-95	75-80	70-75
Фосфор	90-95	85-90	80-85
Сера	30-40	40-45	45-50

По содержанию углерода в конце продувки $[C]_{\text{м}}$, % и данным таблицы 4 принимаются значения степени удаления марганца – $\Delta[Mn]$, %, фосфора – $\Delta[P]$, % и серы – $\Delta[S]$, %.

При расчете плавки стали для условий донной или комбинированной продувки необходимо учитывать изменения в поведении элементов. Так, при донной продувке из-за низкого содержания FeO в шлаке (5-6 %) степень окисления марганца составляет 30-40 %, повышаясь только при продувке до содержаний углерода в металле менее 0,1—0,05 %. При

ведении плавки на кусковой извести концентрация фосфора и серы в металле начинает снижаться лишь при $[C] < 0,1 \%$, что для большинства марок является передувом. При использовании порошкообразной извести нормальный известково-железистый шлак формируется уже в начале продувки, что обеспечивает дефосфорацию при любых концентрациях углерода, как при верхней подаче дутья. При донной подаче дутья с порошкообразной известью возрастает коэффициент распределения серы между шлаком и металлом (при $V = 3-3,5 \text{ Ls} = 6-10$), и доля серы, переходящей в газовую фазу (15-20 %), поэтому общая степень десульфурации (переход в шлак и газовую фазу) увеличивается и обычно составляет 50-60 % (при верхней подаче дутья 30-50 %).

По принятым степеням удаления элементов в процессе продувки, определяются остаточные концентрации марганца фосфора и серы в металле в конце продувки:

$$\begin{aligned} [Mn]_M &= [Mn]_{III} \cdot (100 - \Delta[Mn]) \cdot 0,01, \text{ кг}; \\ [P]_M &= [P]_{III} \cdot (100 - \Delta[P]) \cdot 0,01, \text{ кг}; \\ [S]_M &= [S]_{III} \cdot (100 - \Delta[S]) \cdot 0,01, \text{ кг}. \end{aligned} \quad (10)$$

Полученные данные по составу металлошихты и остаточным содержаниям компонентов в конце продувки заносятся в таблицу 5, после чего в таблице 5 проводится расчет окисления примесей шихты.

Количество примесей, удаляемых при продувке (g_E), определяют по разнице между исходным их содержанием в металлошихте и остаточным в конце продувки. При определении количества окисляющегося углерода по реакциям неполного и полного горения, учитывают, что 85-90 % углерода, удаляемого при продувке, окисляется до CO, а 10-15% - до CO₂.

Потребность в кислороде на реакции окисления примесей определяется в соответствии с уравнениями реакций окисления примесей:



Таблица 5 – Расчет окисления примесей шихты*

Расчетные показатели	C			Si	Mn	P	S	Всего
	Всего	Окисляется до CO	Окисляется до CO ₂					
Содержится в шихте, кг (заполняется по данным таблицы 3)	$[C]_{III}$	-	-	$[Si]_{III}$	$[Mn]_{III}$	$[P]_{III}$	$[S]_{III}$	-
Остается после продувки, кг	$[C]_M$	-	-	$[Si]_M$	$[Mn]_M$	$[P]_M$	$[S]_M$	-
Удаляется при продувке g_E , кг (комментарии в тексте)								
Требуется кислорода,	кг						-	
	м ³						-	
Образуется оксидов, кг	-							

* – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются

из выражения

$$g_{O_2}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{O_2} \cdot m_{O_2}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}, \quad (12)$$

где g_E – количество удаляемой при продувке примеси, кг;

ν - количество молей реагирующих веществ в соответствии с уравнением реакции окисления, моль;

m - грамм-молекулярная масса реагирующих веществ, грамм/моль.

Потребность в кислороде, выраженная в м^3 , определяется по расходу кислорода в килограммах с учетом закона Авогадро, согласно которому 1 моль любого газа занимает объемом 22,4 литра (в нашем случае 1 моль кислорода, имеющий массу 32 г/моль, занимает объемом 22,4 литра). Тогда, объемный расход кислорода на реакции окисления можно найти из уравнения:

$$V_{O_2} = g_{O_2}^E \cdot \frac{22,4}{32}. \quad (13)$$

Поскольку более 90 % удаляемой серы в сталеплавильных процессах переходит в шлак по реакции $[\text{FeS}] + (\text{CaO}) = (\text{CaS}) + (\text{FeO})$, в данном расчете рекомендуется принять, что вся удаляемая из металла сера переходит в шлак в виде CaS, пренебрегая малым количеством ее окисления до газообразных продуктов. Тогда потребность в кислороде на окисление серы не определяется, а рассчитывается количество образующегося сульфида кальция по методике, применяемой для определения количества образующихся в результате окисления оксидов (см. ниже).

Количество образующихся оксидов (EO) в результате удаления (окисления) примесей (E) находят по уравнениям реакций (11) из выражения:

$$g_{EO}^E = g_E \cdot \frac{\nu_{EO} \cdot m_{EO}}{\nu_E \cdot m_E}, \text{ кг}. \quad (14)$$

6 Расчет количества и состава шлака

Шлак образуется в результате окисления примесей металлической шихты и растворения неметаллических материалов. Данные о количестве и составе неметаллических материалов, обычно наблюдаемые в производственной практике, приведены в таблице 6 [4].

Таблица 6 – Количество и состав неметаллических материалов, используемых в классической технологии конвертерной плавки

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	Итого
Известь	4,0-11,0	80-92	1-5	-	-	0-10 ^{*1}	5-15	100
Плавиновый шпат	0,1-0,4	0-5	3-20	-	-	-	75-95 ^{*2}	100
Твердый окислитель	0,0-1,5	1-14	4-12	58-90	1-18	-	5-10	100
Футеровка конвертера	0,2-1,0	15-65	1-5	1-2	-	0-20 ^{*3}	40-80	100
Миксерный шлак	0,2-2,0	25-35	30-40	0-1,5	5-7	-	10-25	100

^{*1} – потери при прокаливании (П.п.п.) извести состоят в основном из CO₂, образующегося при разложении недообоженного известняка.
^{*2} – основным компонентом плавинового шпата является CaF₂.
^{*3} – содержание углерода в огнеупорном материале.

Для определения количества и состава образующегося шлака, необходимо по данным таблицы 6 выбрать конкретные значения с использованием заданных величин так, чтобы содержание компонентов в материале в сумме составляло 100 %. При определении состава твердых окислителей (окатышей) необходимо кроме данных таблицы 6 использовать исходные данные (Приложение А) о содержании в окатышах Fe и FeO, по которым можно определить Fe₂O₃ в твердых окислителях (окатышах):

$$Fe_2O_{3(OK)} = (Fe_{\%}^{OK} - FeO_{\%}^{OK} \cdot \frac{56}{72}) \cdot \frac{160}{112}, \% \quad (15)$$

Данные о расходе плавинового шпата и твердого окислителя приведены в задании (Приложение А). Расход миксерного шлака к массе чугуна G_{М.Ш.}, % был принят в п.5. Для его пересчета в кг следует использовать выражение - G_ч · G_{М.Ш.}, % / 100%, кг.

В шлакообразовании принимает участие футеровка кислородного конвертера. Рабочий слой футеровки обычно выполняют из смолодоломита (MgO = 35-50 %; CaO = 45-65 %), смоломагнезитодоломита (MgO = 50-75 %; CaO = 15-45 %), периклазографита (MgO не менее 72 % и углерода 6-20 % или MgO не менее 84 % и углерода 6-14 %).

Для продолжения расчета следует выбрать один из вариантов футеровки и принять значение ее износа. В зависимости от качества огнеупорных материалов износ рабочего слоя футеровки за плавку составляет 0,3-0,7 кг/100кг металлошихты.

Расход извести следует определять расчетом по балансу оксидов CaO и SiO₂.

Количество и состав неметаллических материалов, необходимых для проведения дальнейших расчетов, необходимо свести в таблицу 7.

Таблица 7 – Количество и состав неметаллических материалов, используемых в расчете конвертерной плавки*

Материал	Расход на плавку, % (кг/100кг)	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	Итого
Известь	Находится расчетом			-	-			100
Плавиновый шпат				-	-	-		100
Твердый окислитель						-		100
Футеровка конвертера					-	-		100
Миксерный шлак						-		100

* – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются

Для расчета расхода извести, количества и состава шлака, удобно составить таблицу 8. Сначала заполняются все первые колонки таблицы 8, включая колонку «Итого»:
 - колонка «вносится металлической шихтой» заполняется по данным таблицы 5;
 - колонки «вносится окатышами, футеровкой, миксерным шлаком и плавиновым шпатом» заполняются по данным таблицы 7 исходя из расхода шлакообразующего материала (кг/100 кг металлошихты) и содержания в нем соответствующей примеси (%).

После заполнения колонки «Итого» определяют расход извести по формуле

$$G_{\text{из}} = \frac{100 \cdot (B \cdot (SiO_2)_{\text{об}} - (CaO)_{\text{об}})}{(CaO)_{\text{из}} - B \cdot (SiO_2)_{\text{из}}}, \quad (16)$$

где $G_{\text{из}}$ – расход извести, кг/100кг металлошихты;
 B – основность шлака по отношению CaO/SiO₂;
 $(SiO_2)_{\text{об}}$ – поступление в шлак SiO₂ из всех источников, кроме извести (колонка «Итого»), кг;
 $(CaO)_{\text{об}}$ – то же для CaO металлошихты, кг;
 $(CaO)_{\text{из}}$ – содержание CaO в извести (по данным таблицы 7), %;
 $(SiO_2)_{\text{из}}$ – то же SiO₂, %.

Основность шлака (B) в конвертерной плавке обычно изменяется в пределах 2,5-4,0 (чаще всего 3,0-3,5). Для более глубокого удаления серы и фосфора стремятся иметь максимальную основность, но не приводящую к ухудшению жидкоподвижности шлака.

Приняв значение основности шлака, определяют расход извести на плавку (кг/100 кг металлошихты) и, используя данные о составе извести из таблицы 7, заполняют колонку «Вносится известью» в таблице 8.

Для заполнения оставшихся двух колонок таблицы 8 необходимо определить уровень концентрации оксидов железа в шлаке в конце продувки. Содержание оксидов железа в шлаке не имеет прямой связи с их количеством в шихтовых материалах, а зависит, в первом приближении, от содержания углерода в металле (таблица 9).

Таблица 8 – Расчет количества и состава шлака*¹

Компоненты шлака	Вносится, кг							Состав шлака, %
	металличес- кой шихтой	окатышами	Фуговой конвертера	миксерным шлаком	плавиковым шлаком	Итого	Известью* ³	
CaO	-							
SiO ₂								
Прочие	* ²							
Итого								G _{ЕО}
FeO	-		-				-	
Fe ₂ O ₃	-						-	
Итого	-						-	
Всего								G _{ШЛ} 100,0

*¹ – ячейки, в которых проставлен знак «-» - не заполняются.

*² – в статью «Прочие» входят MnO, P₂O₅ и CaS, образующиеся при переходе марганца, фосфора и серы металлошихты в шлак.

*³ – потери при прокаливании в состав шлака не входят, а учитываются при расчете состава газа (таблица 10)

Таблица 9 – Содержание оксидов железа в шлаке при верхней продувке*

Оксид железа	Содержание оксидов железа при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
FeO	20-30	15-20	10-15
Fe ₂ O ₃	6-12	4-6	3-5

* - содержание оксидов железа при донной продувке в 2-2,5 раза ниже.

В процессе продувки оксиды железа поступают в шлак при окислении железа металлического расплава кислородом дутья и при растворении неметаллических материалов. Часть оксидов железа участвует в процессах окислительного рафинирования. Содержание оксидов железа в шлаке в конце продувки зависит от соотношения процессов их образования и расходования. В свою очередь эти процессы зависят от конкретных параметров плавки.

Для упрощения расчетов можно считать, что все оксиды железа, поступающие в конвертерную ванну с неметаллическими материалами, полностью разлагаются на железо, переходящее в жидкий металл, и кислород, участвующий в окислении примесей. В тоже время оксиды железа шлака образуются за счет окисления железа металлического расплава кислородом дутья.

Тогда для продолжения расчета следует исходя из данных таблицы 9 и содержания углерода в конце продувки (см. п.3), принять содержания (FeO) и (Fe₂O₃) в конечном шлаке. Эти данные заносятся в последнюю колонку таблицы 8, а также частично заполняется колонка «Всего», для определения количества оксидов, образующихся в процессе плавки и внесенных известью (кроме оксидов железа) - G_{ЕО}.

Зная процентное содержание оксидов железа в шлаке и количество образующихся в процессе плавки оксидов (кроме оксидов железа) из колонки «Всего», можно определить общее количество шлака (G_{ШЛ}, кг)

$$G_{\text{ШЛ}} = G_{\text{ЕО}} \cdot \frac{100}{(100 - (\text{FeO}) - (\text{Fe}_2\text{O}_3))}, \text{ кг.} \quad (17)$$

и заполнить все оставшиеся колонки и строки таблицы 8.

7 Расчет расхода дутья

В качестве дутья в кислородно-конвертерной плавке используют технически чистый кислород с содержанием 99,5 % кислорода. Расход дутья следует определять по балансу кислорода. Кроме дутья, кислород поступает в ванну при разложении оксидов железа неметаллических материалов, а расходуется не только на окисление примесей металла, но и на дожигание части СО до СО₂, окисление железа, а также частично растворяется в металле и теряется в газовую фазу в начале продувки.

Расходные статьи баланса кислорода:

1. Потребность в кислороде для окисления примесей металла ($g_{O_2}^E$) определяется по данным таблицы 5.

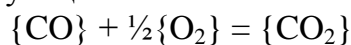
2. Расход кислорода на окисление железа определяют по количеству образующихся в конце продувки оксидов железа FeO ($g_{FeO}^{ШЛ}$) и Fe₂O₃ ($g_{Fe_2O_3}^{ШЛ}$) – колонка «Всего» таблицы 8.

Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет:

$$g_{O_2}^{Fe} = g_{FeO}^{ШЛ} \cdot \frac{16}{72} + g_{Fe_2O_3}^{ШЛ} \cdot \frac{48}{160}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (18)$$

$$V_{O_2}^{Fe} = g_{O_2}^{Fe} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (19)$$

3. Расход кислорода на дожигание СО. В зависимости от положения фурмы относительно поверхности металла 5-15% образующийся СО окисляется до СО₂. По реакции



на каждые 28 кг СО требуется 16 кг или 11,2 м³ O₂.

Зная количество образующегося при окислении углерода СО (g_{CO}) из таблицы 5 и приняв степень дожигания СО в полости конвертера (η_{CO} , %), определяют расход кислорода на дожигание СО из выражения:

$$g_{O_2}^{CO} = g_{CO} \cdot \frac{\eta_{CO}}{100} \cdot \frac{16}{28}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (20)$$

$$V_{O_2}^{CO} = g_{O_2}^{CO} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (21)$$

Приходными статьями баланса кислорода, кроме собственно кислородного дутья, является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO (g_{FeO}^{HM}) и Fe₂O₃ ($g_{Fe_2O_3}^{HM}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами было рассчитано в таблице 8 – колонка «Итого». При их полном усвоении образуется кислорода:

$$g_{O_2}^{HM} = g_{FeO}^{HM} \cdot \frac{16}{72} + g_{Fe_2O_3}^{HM} \cdot \frac{48}{160}, \text{ кг} \quad \text{или}; \quad (22)$$

$$V_{O_2}^{HM} = g_{O_2}^{HM} \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (23)$$

В итоге можно определить общую потребность в кислороде дутья для окислительного рафинирования (V_K):

$$V_K = g_{O_2}^E + g_{O_2}^{Fe} + g_{O_2}^{CO} - g_{O_2}^{HM}, \text{ кг.} \quad (24)$$

Обычно 5-10 % от этого количества приходится на потери кислорода в газовую фазу и растворение его в металле (Π_{O_2} , %). С учетом содержания кислорода в дутье (99,5 %) определяется общий расход дутья (V_D)

$$V_D = (V_K + V_K \cdot \frac{\Pi_{O_2}}{100}) \cdot \frac{100}{99,5}, \text{ кг} \quad \text{или} \quad (25)$$

$$V_{O_2}^{M^3} = V_D \cdot \frac{22,4}{32}, \text{ м}^3. \quad (26)$$

Избыток дутья при этом находится из уравнения

$$V_D^{\text{Изб}} = V_D \cdot \frac{\Pi_{O_2}}{100}, \text{ кг.} \quad (27)$$

8 Расчет выхода жидкой стали перед раскислением и составление материального баланса плавки

Для расчета выхода жидкой стали перед раскислением необходимо составить баланс металла за период окислительного рафинирования.

Приходная часть баланса металла.

Приход металла состоит из 100 кг металлошихты (чугуна и лома) и железа, восстановленного из неметаллических материалов. Согласно проведенных в п.7 расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения:

$$g_{\text{Fe}}^{\text{HM}} = g_{\text{FeO}}^{\text{HM}} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} - g_{\text{O}_2}^{\text{HM}}, \text{ кг.} \quad (28)$$

Расходная часть баланса металла.

1. Масса окислившихся примесей (Σg_E) определяется по данным таблицы 5.
2. Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe₂O₃, переходящих в шлак. Согласно проведенных в п.7 расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения:

$$g_{\text{Fe}}^{\text{ШЛ}} = g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}} + g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}} - g_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}, \text{ кг.} \quad (29)$$

3. Потери металла с выносами и выбросами (G_B), которые обычно составляют 1-2 % (кг/100 кг металлошихты). Принимаются самостоятельно.
4. Количество миксерного шлака ($g_{\text{МШ}}$, см. таблицу 7).
5. Потери железа с пылью ($G_{\text{П}}$). Массу железа, теряемого с пылью определяют по формуле:

$$G_{\text{П}} = 0,00001 \cdot V_{\text{Г}} \cdot K_{\text{П}} \cdot \text{Fe}_{\text{П}}, \quad (30)$$

где $G_{\text{П}}$ – масса железа, теряемого с пылью во время продувки, кг;

$V_{\text{Г}}$ – объем образующихся газов, м³;

$K_{\text{П}}$ – концентрация пыли в газе, г/м³ (обычно 150-250 г/м³);

$\text{Fe}_{\text{П}}$ – содержание железа в пыли (обычно 60-80 %).

В процессе продувки газы образуются в результате окисления углерода и поступления потерь при прокаливании из неметаллических материалов (поступлением азота из дутья пренебрегаем). Масса, объем и состав образующихся газов определяются в таблице 10.

После заполнения таблицы 10, необходимо принять значения концентрации пыли в газе ($K_{\text{П}}$, г/м³) и содержания железа в пыли ($\text{Fe}_{\text{П}}$, %), и определить потери железа с пылью ($G_{\text{П}}$) по уравнению (30).

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла ($G_{\text{М}}$) перед раскислением:

$$G_{\text{М}} = G_{\text{ч}} + G_{\text{л}} + g_{\text{Fe}}^{\text{HM}} - \Sigma g_E - g_{\text{Fe}}^{\text{ШЛ}} - G_B - g_{\text{МШ}} - G_{\text{П}}, \text{ кг.} \quad (31)$$

Полученные данные материального баланса кислородно-конвертерной плавки сводятся в таблицу 11. Разница между «Задано» и «Получено» в таблице 11, относят на статью «Невязка».

Таблица 10 – Расчет образования газообразных продуктов плавки

Источник поступления	Количество, кг		
	СО	СО ₂	Всего
Окисление углерода (из таблицы 5)			
Известь (из таблицы 7 с учетом G _{из})* ¹	-		
Дожигание части СО (согласно п.7)			
Итого	кг		
	м ³ * ²		
Состав газа, %			100,0

*¹ – СО₂, выделяющийся при диссоциации недоразложившегося известняка в извести (недопал) – определяется по потерям при прокаливании в составе извести (см. таблицу 7).
 *² – пересчет в м³ из кг выполняется с учетом закона Авогадро, согласно которому 1 моль любого газа занимает объем 22,4 л.

Таблица 11 – Материальный баланс плавки

Задано		Получено	
Наименование	кг	Наименование	кг
Чугун жидкий		Металл жидкий	
Лом металлический		Шлак	
Окатыши		Газ	
Известь		Избыток дутья	
Плавиковый шпат		Выносы и выбросы	
Дутье		Потери железа с пылью	
Футеровка конвертера		Невязка	
Итого		Итого	

Расчет считается верным, если невязка не превышает 0,5 %.

9 Составление теплового баланса плавки и определение температуры металла

9.1 Приходные статьи теплового баланса

1) Физическое тепло жидкого чугуна определяется по известным значениям температуры чугуна ($t_{\text{ч}}$) и его расходу ($G_{\text{ч}}$) из выражения

$$Q_{\text{ч}} = G_{\text{ч}} \cdot (61,9 + 0,88 \cdot t_{\text{ч}}), \quad (32)$$

где $Q_{\text{ч}}$ – физическое тепло жидкого чугуна, кДж;
 $t_{\text{ч}}$ – температура жидкого чугуна, °С (см. Приложение А).

2) Тепловой эффект реакций окисления примесей шихты определяется по известным количествам окисляющихся примесей (см. таблицу 5) из выражения

$$Q_{\text{X}} = 14770 \cdot g_{[\text{C}]} + 26970 \cdot g_{[\text{Si}]} + 7000 \cdot g_{[\text{Mn}]} + 21730 \cdot g_{[\text{P}]}, \quad (33)$$

где Q_{X} – тепло от окисления примесей металлошихты, кДж;
 $g_{[\text{C}]}$ – количество окислившегося углерода, кг;
 $g_{[\text{Si}]}$ – то же кремния, кг;
 $g_{[\text{Mn}]}$ – то же марганца, кг;
 $g_{[\text{P}]}$ – то же фосфора, кг.

3) Тепловой эффект реакций окисления железа с образованием оксидов железа, переходящих в шлак, определяется по данным о количестве оксидов железа в шлаке (см. таблицу 8) по уравнению

$$Q_{\text{FeO}} = 3707 \cdot g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}} + 5278 \cdot g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}, \quad (34)$$

где Q_{FeO} – тепловой эффект от окисления железа, кДж;
 $g_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}}$ – количество FeO в шлаке, кг;
 $g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}$ – то же Fe₂O₃, кг.

4) Тепловой эффект реакций шлакообразования определяется по данным о количестве шлакообразующих (CaO и SiO₂ из таблицы 8) из уравнения

$$Q_{\text{ШО}} = 628 \cdot g_{\text{CaO}} + 1464 \cdot g_{\text{SiO}_2}, \quad (35)$$

где $Q_{\text{ШО}}$ – тепло образования соединений в шлаке, кДж;
 g_{CaO} – количество CaO в шлаке, кг;
 g_{SiO_2} – то же SiO₂, кг.

5) Тепло от дожигания CO определяется из выражения

$$Q_{\text{CO}} = 101 \cdot g_{\text{CO}} \cdot \eta_{\text{CO}} \cdot Z, \quad (36)$$

где Q_{CO} – химическое тепло окисления CO, кДж;
 g_{CO} – количество CO, образующегося при окислении углерода, кг;
 η_{CO} – степень дожигания CO в полости конвертера, %;
 Z – доля тепла, передаваемого конвертерной ванне (обычно $Z = 0,1-0,3$).

Зная количество образующегося при окислении углерода CO (g_{CO}) из таблицы 5 и степень дожигания CO в полости конвертера (η_{CO} , %) – из п.7, определяют приход тепла от дожигания CO по уравнению (36).

Общий приход тепла определяется из выражения

$$Q_{\text{приход}} = Q_{\text{ч}} + Q_{\text{X}} + Q_{\text{FeO}} + Q_{\text{ШО}} + Q_{\text{CO}}, \text{ кДж.} \quad (37)$$

9.2 Расходные статьи теплового баланса

1) Физическое тепло жидкого металла определяется из выражения

$$Q_M = (54,8 + 0,84 \cdot t_M) \cdot G_M, \quad (38)$$

где Q_M – теплосодержание жидкого металла, кДж;
 t_M – расчетная температура металла, °C;
 G_M – выход жидкого металла (см. п.8), кг.

2) Физическое тепло шлака находится по уравнению

$$Q_{\text{ШЛ}} = (2,09 \cdot t_M - 1379) \cdot G_{\text{ШЛ}}, \quad (39)$$

где $Q_{\text{ШЛ}}$ – теплосодержание жидкого шлака, кДж;
 $G_{\text{ШЛ}}$ – количество образующегося шлака (см. таблицу 8), кг.

3) Физическое тепло отходящих газов определяется по уравнению

$$Q_{\Gamma} = (1,32 \cdot t_{\Gamma} - 220) \cdot (G_{CO} + G_{CO_2}), \quad (40)$$

где Q_{Γ} – теплосодержание образующихся газов, кДж;
 t_{Γ} – температура отходящих газов, °C (принимается из диапазона 1900-2100 °C);
 G_{CO} – количество образующегося CO (см. таблицу 10), кг;
 G_{CO_2} – то же CO₂ (см. таблицу 10), кг.

4) Затраты тепла на разложение оксидов железа, поступающих в конвертер с неметаллическими материалами, определяются из выражения:

$$Q_{\text{Fe}} = 3707 \cdot g_{\text{FeO}}^{\text{HM}} + 5278 \cdot g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}, \quad (41)$$

где Q_{Fe} – тепловой эффект от разложения оксидов железа неметаллических материалов, кДж;
 $g_{\text{FeO}}^{\text{HM}}$ – количество FeO, поступившее в конвертер с неметаллическими материалами (см. таблицу 8, колонка «Итого»), кг;

$g_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}$ – то же Fe_2O_3 , кг.

5) Потери тепла с выносами и выбросам определяются по уравнению

$$Q_{\text{В}} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{MC}}) \cdot G_{\text{В}}, \quad (42)$$

где $Q_{\text{В}}$ – потери тепла с выносами и выбросами, кДж;

t_{MC} – средняя температура выбросов металла, °С (обычно наибольшие выносы и выбросы наблюдаются в период максимальной скорости окисления углерода, когда температура металла находится в интервале 1500-1600 °С. В расчете следует самостоятельно принять температуру выбросов);

$G_{\text{В}}$ – общее количество выносов и выбросов (см. п.8), кг.

б) Затраты тепла на пылеобразование определяются по уравнению

$$Q_{\text{Д}} = (54,8 + 0,84 \cdot t_{\text{Г}}) \cdot G_{\text{П}}, \quad (43)$$

где $Q_{\text{Д}}$ – затраты тепла на пылеобразование, кДж;

$G_{\text{П}}$ – общее количество пыли (см. п.8), кг.

7) Тепло на разложение карбонатов определяется из соотношения

$$Q_{\text{К}} = 4038 \cdot G_{\text{ИК}}, \quad (44)$$

где $Q_{\text{К}}$ – тепло, затрачиваемое на разложение карбонатов (на обжиг недоразложившегося известняка в извести - недопала), кДж;

$G_{\text{ИК}}$ – количество CO_2 в извести (от разложения CaCO_3 из таблицы 10), кг.

8) Тепловые потери. В эту статью ($Q_{\text{П}}$) включают все виды тепловых потерь и неучтенные статьи расхода тепла. Обычно они составляют 2-4 % от общего прихода тепла. Тогда тепловые потери определяются из выражения

$$Q_{\text{П}} = Q_{\text{приход}} \cdot \delta/100, \quad (45)$$

где $Q_{\text{П}}$ – тепловые потери, кДж;

δ – потери тепла в % общего прихода тепла.

Общий расход тепла находят из выражения

$$Q_{\text{расход}} = Q_{\text{М}} + Q_{\text{ШЛ}} + Q_{\text{Г}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{В}} + Q_{\text{Д}} + Q_{\text{К}} + Q_{\text{П}}. \quad (46)$$

Приравняв приходную и расходную части теплового баланса, определяют температуру жидкого металла в конце продувки $t_{\text{М}}$.

После расчета температуры жидкого металла в конце продувки, определяют величину перегрева металла над температурой начала затвердевания (см. п.3)

$$T_{\text{ПЕР}} = t_{\text{М}} - t_{\text{ПЛ}}. \quad (47)$$

Полученная величина перегрева должна находиться в рекомендованном интервале температур для заданного способа и условий разливки. Для упрощенного расчета, допустимыми отклонениями от границы этого интервала могут быть $\pm 5^{\circ}\text{C}$. При больших отклонениях необходимо скорректировать расход металлического лома из расчета: 1% лома снижает температуру металла на $15\text{-}20^{\circ}\text{C}$. После этого расчет нужно повторить до получения значения температуры в области допустимых отклонений.

После получения температуры металла на выпуске в соответствии с требованиями задания, составляется тепловой баланс плавки в конвертере (таблица 12).

Таблица 12 – Тепловой баланс плавки в конвертере с верхней продувкой

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Количество		Статьи расхода	Количество	
	кДж	%		кДж	%
Физическое тепло жидкого чугуна			Физическое тепло жидкого металла		
Тепловой эффект реакций окисления примесей			Физическое тепло шлака		
Тепловой эффект реакций окисления железа			Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов		
Тепловой эффект реакций шлакообразования			Физическое тепло отходящих газов		
Тепло дожигания СО			Потери тепла с выносами и выбросами		
			Затраты тепла на пылеобразование		
			Тепло на разложение карбонатов		
			Тепловые потери		
Итого		100	Итого		100

Расчет считается верным, если невязка не превышает 0,5 %.

10 Расчет раскисления стали и ее химического состава

Заключительной операцией процесса выплавки стали является ее раскисление и легирование. Раскислением называют снижение содержания кислорода в металле или перевод его в менее вредное состояние. Эта операция является обязательной при выплавке всех марок сталей. Легирование является не обязательной операцией и применяется при выплавке специальных (легированных) марок сталей с целью придания им определенных свойств.

Для раскисления и легирования применяют сплавы, состоящие из железа и элемента-раскислителя (ферросплавы), а также некоторые металлы в технически чистом виде и углеродсодержащие материалы. Химический состав раскислителей, наиболее широко применяемых в промышленности, приведен в таблице 13.

Целью раскисления является снижение содержания кислорода, растворенного в металле, до уровня, обеспечивающего определенную структуру слитка. По степени раскисленности различают спокойную, полуспокойную и кипящую сталь, причем судят о ней в производственных условиях по содержанию элементов-раскислителей в готовой стали, которое задается стандартами для каждой марки стали.

Раскисление кипящей стали проводится самым слабым раскислителем – марганцем, который обычно вводят в металл в виде ферромарганца в количестве, обеспечивающем получение требуемого содержания марганца в металле.

Раскисление полуспокойной стали проводят двумя элементами – марганцем и кремнием, причем оптимальная степень раскисленности металла, при которой слиток имеет наилучшую структуру, обеспечивается при содержании в металле 0,07-0,12% Si. Для раскисления в полуспокойную сталь при выпуске вводят ферромарганец и ферросилиций, а также силикомарганец.

Раскисление спокойной стали проводят наиболее полно, что достигается введением в металл трех элементов – марганца, кремния и алюминия. Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали. Расход алюминия следует выбирать по данным таблицы 14.

Практикой выработался определенный режим введения раскислителей в ковш, обеспечивающий наиболее полное их усвоение. Требования к введению раскислителей в ковш сводятся к следующим основным положениям:

1. Наиболее полное растворение раскисляющих добавок в металл происходит в том случае, если они вводятся в металл равномерно или небольшими порциями в период, когда количество металла в ковше возрастает от 20 до 50%.
2. Сначала в металл вводится марганец, имеющий относительно невысокое сродство к кислороду, затем кремний и в последнюю очередь алюминий, являющийся наиболее сильным раскислителем.
3. При расчете расхода ферросплавов для раскисления и легирования необходимо учитывать остаточное содержание в металле после продувки тех элементов, которые вносятся ферросплавами, а также учитывать их угар.

Таблица 13 – Химический состав раскислителей [5]

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
Кокс	87	0	0	0	0	0,5	0,02	0	0	0
Коксик	96	0	0	0	0	0,4	0,02	0	0	0
Лом меди	0	1	1	0	0	0	0	1	90	0
Н3	0,1	0	0	0	0	0,03	0	98	0,6	0
Н4	0,15	0	0	0	0	0,04	0	98	1	0
ФН4	0,15	0	0	0	0	0,03	0	6	1	0
ФН3	0,16	0	0	0	0	0,03	0	15	1	0
ФН2	0,17	0	0	0	0	0,03	0	20	1	0
ФН1	0,18	0	0	0	0	0,03	0	25	1	0
ФСХ18	4,5	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ30	0,9	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ40	0,2	0	41	35	0	0,02	0,03	0	0	0
ВД1	0,75	2	2	0	1	0,1	0,1	0	0	38
ВД2	0,75	2	3	0	1,5	0,1	0,2	0	0	38
ВД3	1	2	3,5	0	2	0,15	0,25	0	0	38
ФВД75	0,1	2,7	0,8	2	0	0,1	0,1	0	0	75
ФВД50	0,3	5	2	1	0	0,1	0,1	0	0	50
ФВД35	0,75	2	3	1	0	0,1	0,1	0	0	35
А5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
А6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
АВ86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
АВ88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
АВ92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
АВ97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
ФХ650	6,5	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ800	8,0	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ100	1	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ200	2	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ010	0,10	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ015	0,15	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ025	0,25	0	2,0	65	0	0,03	0,03	0	0	0
СМн14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
СМн17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
СМн26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ФС25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ФС45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ФС65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС75	0,05	0,3	75,0	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
МР1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МР2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МН7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
ФМн0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн75К	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн78К	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

Таблица 14 – Расход алюминия на раскисление стали

Показатель	Содержание углерода перед раскислением, %		
	0,05-0,10	0,11-0,20	более 0,20
Расход алюминия, г/т	350	300	250

Расход ферросплавов определяется по формуле

$$G_{\Phi} = \frac{100 \cdot G_M \cdot ([E]_C - [E]_M)}{[E]_{\Phi} \cdot (100 - U_e)}, \quad (48)$$

где G_{Φ} – расход ферросплава, кг;

$[E]_C$ – среднее содержание элемента (марганца или кремния) в заданной марке стали, %;

$[E]_M$ – остаточное содержание элемента в металле в конце продувки, %;

$[E]_{\Phi}$ – содержание элемента в ферросплаве, %;

U_e – угар элемента при раскислении, % (выбирается из таблицы 15).

Угары элементов ферросплавов при раскислении и легировании следует выбирать по данным таблицы 15.

Таблица 15 - Угар ведущего элемента при раскислении стали в ковше

Ведущий элемент ферросплава	Угар элемента ферросплава при содержании углерода в металле в конце продувки, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Хром ^{*1}	15-20	10-15	8-10
Ванадий ^{*1}	20-25	15-20	10-15
Фосфор, сера ^{*1}	20-35		
Углерод ^{*1}	30-50		
Никель, медь ^{*1}	0		
Алюминий ^{*1}	100 / 10-20 ^{**2}		
^{*1} угар легирующего элемента после предварительного раскисления марганцем и кремнием; ^{**2} в числителе – при раскислении, в знаменателе – легировании.			

При введении раскислителей в металл масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода последующих раскислителей и легирующих добавок. После расчета расхода каждого из ферросплавов и легирующих добавок, определяется количество внесенных данным материалом элементов в металл и количество продуктов раскисления.

Результаты расчета массы и химического состава стали по ходу раскисления и легирования, а также массы продуктов раскисления, заносятся в таблицу 16.

Расход алюминия на раскисление выбирают с учетом практических данных в зависимости от содержания углерода перед раскислением $[C]_M$ по данным таблицы 14. При этом поступлением кремния, марганца и других элементов в металл при введении алюминия можно пренебречь из-за незначительного содержания этих элементов.

После введения требуемых раскислителей и легирующих элементов проверяют полученный состав металла на соответствие заданному.

Таблица 16 - Баланс элементов при раскислении стали

Расчетные показатели	C		Si		Mn		P	S	Fe	Всего
	оста- ется	окис- ляется до CO	оста- ется	окис- ляется до SiO ₂	оста- ется	окис- ляется до MnO				
Содержится перед раскислением, кг* ¹		-		-		-				
Вносится с ферросплавом 1, кг* ²										
.....										
Содержится после раскисления, кг* ³		-		-		-				
Образуется оксида, кг* ⁴	-		-		-		-	-	Образуется после раскисления, кг	
Состав металла, %									газа	шлак
<p>*¹ – по данным таблицы 5. *² – определяется исходя из расхода ферросплава, его состава и распределения элемента ферросплава между металлом и шлаком. В зависимости от заданной марки стали, количество и вид применяемых ферросплавов и легирующих принимается студентом самостоятельно. *³ – определяется по сумме усвоенных металлов элементов. *⁴ – определяется по уравнению 14.</p>										

11 Расчет расхода материалов на всю плавку и выхода продуктов плавки

По данным о выходе годного металла из таблицы 11 (G_M) и заданной садке конвертера – G (Приложение А) определяют расход металлошихты на плавку ($G_{МШ}$)

$$G_{МШ} = G \cdot 100 / G_M, \text{ т.} \quad (49)$$

Зная состав металлошихты, а именно содержание в ней чугуна ($G_{ч}$, %) и лома ($G_{л}$, %), определяют расходы чугуна и лома на плавку:

$$\Sigma G_{ч} = G_{МШ} \cdot G_{ч} / 100, \text{ т;} \quad (50)$$

$$\Sigma G_{л} = G_{МШ} - \Sigma G_{ч}, \text{ т.}$$

Расход других твердых материалов или выход жидких продуктов плавки определяют по формуле

$$G_i = G_{МШ} \cdot \frac{g_i}{100}, \quad (51)$$

где G_i – расход любого твердого материала (выход жидкого продукта плавки), т;
 g_i – то же, кг/100кг металлошихты или %.

Для газообразных материалов эта формула имеет вид

$$G_{Г} = 10 \cdot G_{МШ} \cdot g_{Г}, \quad (52)$$

где $G_{Г}$ – расход (выход) газа, м³;
 $g_{Г}$ – то же, м³/100кг металлошихты.

По уравнениям 49-52 определяют расход металлошихты, извести, окатышей, плавикового шпата, дутья, ферросплавов, легирующих и алюминия, а также выход продуктов плавки: жидкой стали, шлака, газа, пыли, выносов и выбросов. Полученные данные заносятся в заключение по работе.

12 Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата

Удельная интенсивность продувки $i_{уд}$, м³/(т·мин) определяется как отношение заданной интенсивности продувки (i , м³/мин, см. Приложение А) к массе выплавленной стали ($G_{СТ}$, по результатам п.11)

$$i_{уд} = i/G_{СТ}. \quad (53)$$

Обычно удельная интенсивность продувки изменяется в пределах 3,0-7,0 м³/(т·мин).

Продолжительность основного технологического периода плавки – продувки, определяют как время, необходимое для вдувания в конвертер расчетного количества кислорода. Зная потребность в дутье на плавку ($G_{дутья}$, м³, по результатам п.11) и заданную интенсивность продувки (i , м³/мин, см. Приложение А) определяют продолжительность продувки

$$\tau_{прод} = G_{дутья} / i, \quad \text{мин.} \quad (54)$$

Продолжительность других периодов плавки выбирают из обычно наблюдаемых на практике значений (таблица 17).

Таблица 17 – Технологические операции конвертерной плавки и их продолжительность

Технологическая операция (период) конвертерной плавки	Время периода, мин	
	Наблюдаемое	Выбор
1. Осмотр и подготовка конвертера к работе	1-10	
2. Загрузка лома	2-6	
3. Подача первой порции сыпучих материалов	0-2	
4. Заливка чугуна	2-6	
5. Продувка	расчет	
6. Повалка конвертера, отбор проб металла, шлака, измерение температуры	3-6	
7. Выпуск металла, раскисление, легирование	4-9	
8. Слив шлака	2-4	
9. Неучтенные операции и задержки	0-5	
Итого	30-50	

Годовую производительность конвертера определяют по формуле

$$P_{Г} = \frac{1440 \cdot N \cdot G_{СТ}}{T_{пл}}, \quad (55)$$

где $P_{Г}$ – годовая производительность конвертера, т;

1440 – число минут в сутках;

N – число рабочих дней в году;

$G_{СТ}$ – выход жидкой стали после раскисления, т;

$T_{пл}$ – продолжительность плавки, мин (по данным таблицы 17).

Чтобы обеспечить стабильную производительность цеха, равную максимальной производительности одного конвертера, в цехе необходимо иметь два конвертера: один работает, а другой находится в ремонте или резерве.

Часто в цехе устанавливают три конвертера, что дает возможность непрерывной работы двух конвертеров. В этом случае производительность цеха равна удвоенной производительности одного непрерывно работающего конвертера.

13 Пример выполнения расчета плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья

В качестве примера ниже приведен расчет плавки стали марки 10 в кислородном конвертере вместимостью 300т при следующих условиях: чугуна имеет температуру 1370°C и содержит 4,5% С; 0,7% Si; 0,2% Mn; 0,10% Р и 0,030% S; продувка сверху с интенсивностью 1200 м³/мин; в качестве твердого окислителя применяются окатыши с содержанием 64,0% Fe и 2,5% FeO; расход твердого окислителя – 0,5%; в качестве разжижителя шлака используется плавиковый шпат в количестве 0,2%. Разливка осуществляется непрерывным способом.

13.1 Параметры плавки в конце продувки

В соответствии с заданием вместимость конвертера составляет 300т, то есть в конце продувки в конвертере масса жидкого металла должна быть равна 300т.

Химический состав стали любой марки регламентируется стандартами или оговаривается с заказчиком и должен соответствовать установленным требованиям. В примере расчета выплавляется сталь марки 10, состав которой приведен в таблице 18 [1].

Таблица 18 - Химический состав выплавляемой стали

Марка стали	Массовая доля элементов, %				
	С	Mn	Si	P	S
				Не более	
10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,035	0,040

Продувку желательно прекратить тогда, когда достигнуто требуемое содержание углерода в металле ($[C]_M$). Для марки 10 это любое значение из марочного интервала 0,07-0,14% (см. таблицу 18). Однако целесообразно ориентироваться на среднее значение из интервала: нижний предел – середина марочного интервала (0,07-0,105%). Это связано с возможностью поступления углерода в металл при раскислении ферросплавами (особенно углеродистым ферромарганцем).

Таким образом, продувка металла в конвертере может быть закончена, когда в металле останется такая концентрация углерода, при которой последующий ввод материалов (раскислителей и легирующих) не приведет к выходу ее за указанные маркой стали пределы. Учитывая все вышеизложенное, выбираем $[C]_M = 0,09\%$.

Температуру металла в конце продувки определяем из выражения (1)

$$t_M = t_{ПЛ} + t_{ПЕР}$$

Температура плавления металла находится из выражения (2) и для рассматриваемого примера составляет

$$t_{ПЛ} = 1539 - 80 \cdot [C]_M = 1539 - 80 \cdot 0,09 = 1530 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Величину перегрева следует выбирать в пределах, указанных в таблице 1. Принимаем среднее значение перегрева металла для непрерывной разливки с предварительной продувкой металла в ковше инертным газом равное 110 °С. В результате требуемая температура металла в конвертере в конце продувки должна быть

$$t_M = 1530 + 110 = 1640 \text{ } ^\circ\text{C} (\pm 5 \text{ } ^\circ\text{C}).$$

Таким образом, в конце продувки в конвертере необходимо получить 300 т жидкого металла, содержащего 0,09% углерода и имеющего температуру 1640 °С.

13.2 Расход лома на плавку

Расход лома на плавку определяется из выражения (3) и для рассматриваемого примера составит

$$G_{\text{л}} = 17,4 + 4,1 \cdot (4,5 - 4,0) + 9,5 \cdot (0,7 - 0,5) + 0,034 \cdot (1370 - 1330) + 3,2 \cdot (0,2 - 0,2) + 11 \cdot (0,2 - 0,09) + 0,05 \cdot (1650 - 1640) = 24,33\%.$$

В соответствии с заданием в качестве твердого окислителя, играющего роль дополнительного охладителя, используются окатыши, содержащие, %: 64,0 % Fe и 2,5 % FeO. Тогда охлаждающая способность окатышей, определяемая из выражения (4) составит:

$$S_{\text{ТО}} = 0,062 \cdot 64,0 - 0,014 \cdot 2,5 - 0,633 = 3,3 \text{ кг/кг}.$$

Следовательно, 1 кг окатышей по охлаждающему эффекту эквивалентен 3,3 кг лома.

На плавку расходуется 0,5% окатышей (или 0,5 кг на 100 кг металлошихты), поэтому расход лома должен быть уменьшен в соответствии с коэффициентом эквивалентности на $0,5 \cdot 3,3 = 1,65$ кг.

Таким образом, ориентировочный расход лома на плавку составит $24,33 - 1,6 = 22,68$ кг. Округляем до 22,7 кг.

13.3 Расчет окисления примесей металлошихты

Для решения этой задачи необходимо определить средний химический состав металлической шихты и остаточные содержания примесей в металле в конце проудовки.

Средний химический состав металлической шихты определяем в соответствии с расходами чугуна и лома на плавку и их химическим составом. Так как расход лома был определен ранее, то расход чугуна ($G_{\text{ч}}$) составит:

$$G_{\text{ч}} = 100 - 22,7 = 77,3 \text{ кг}.$$

Химический состав чугуна в соответствии с заданием приведен в таблице 19. Химический состав металлического лома принимаем исходя из состава низкоуглеродистых сталей обыкновенного качества содержащих 0,1-0,2% C; 0,20-0,25% Si; 0,4-0,5% Mn; менее 0,04% P и S.

Принимаем следующий состав лома: $[C]_{\text{л}} = 0,1\%$; $[Si]_{\text{л}} = 0,2\%$; $[Mn]_{\text{л}} = 0,5\%$; $[P]_{\text{л}} = 0,04\%$; $[S]_{\text{л}} = 0,04\%$. Данные о химическом составе чугуна и лома сведены в таблицу 19.

Таблица 19 – Химический состав металлошихты

Материал	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	P	S
Чугун жидкий	4,5	0,2	0,7	0,10	0,030
Лом металлический	0,1	0,5	0,2	0,04	0,020

Следует иметь в виду, что в производственных условиях вместе с жидким чугуном в конвертер попадает шлак, называемый миксерным шлаком. Технологией выплавки стали предусматривается удаление миксерного шлака с поверхности чугуна перед заливкой его в конвертер. Тем не менее, часть этого шлака попадает в конвертер, что необходимо учитывать при расчете плавки. Количество миксерного шлака оценивают в процентах к массе чугуна. До удаления шлака из заливочного ковша это количество составляет 0,5-2,0%, а после скачивания – 0,2-1,0% к массе чугуна. Для расчета принимаем $G_{\text{М.Ш}} = 0,5\%$. В расчете будем учитывать наличие миксерного шлака только при формировании конвертерного шлака, пренебрегая его влиянием на средний состав металлошихты.

Подобное замечание относится и к качеству металлического лома. Лом всегда частично окислен с поверхности и поступает в конвертер с некоторым количеством мусора: песком (основной компонент – 95% - SiO₂) и глиной (Al₂O₃). Окисленность и замусоренность лома оценивают в процентах к массе лома. Их величина обычно составляет 0,5-2,0% для каждой из этих характеристик качества металлического лома. Относительно небольшой расход лома на плавку позволяет пренебречь влиянием окалины и мусора в ломе при упрощенных расчетах.

С учетом этих замечаний расчет среднего химического состава шихты представлен в таблице 20.

Таблица 20 – Определение среднего химического состава металлошихты

Компоненты	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун	77,3	$77,3 \cdot 4,5 \times 0,01 = 3,479$	$77,3 \cdot 0,7 \times 0,01 = 0,541$	$77,3 \cdot 0,2 \times 0,01 = 0,155$	$77,3 \cdot 0,1 \times 0,01 = 0,077$	$77,3 \cdot 0,03 \times 0,01 = 0,023$
Лом	22,7	$22,7 \cdot 0,1 \times 0,01 = 0,023$	$22,7 \cdot 0,2 \times 0,01 = 0,045$	$22,7 \cdot 0,5 \times 0,01 = 0,114$	$22,7 \cdot 0,04 \times 0,01 = 0,009$	$22,7 \cdot 0,02 \times 0,01 = 0,004$
Всего в шихте	100	3,501	0,587	0,268	0,086	0,027

Определим остаточное содержание примесей в металле в конце продувки. Содержание углерода было установлено ранее (см. п.13.1) $[C]_M = 0,09\%$. Кремний при выплавке стали в конвертере с основной футеровкой окисляется практически полностью, поэтому $[Si]_M = 0\%$.

Марганец, фосфор и сера во время продувки частично удаляются из металла. Степень их удаления зависит от условий ведения плавки (состава шлака и металла, их температуры) и момента окончания продувки. Обычно наблюдаемые значения степени удаления элементов приведены в таблице 4.

Для условий примера расчета при $[C]_M = 0,09\%$ в соответствии с данными таблицы 4 принимаем степень удаления марганца 82%, фосфора – 92% и серы – 37%.

Тогда в рассматриваемом примере остаточные концентрации марганца фосфора и серы в металле в конце продувки составят:

$$[Mn]_M = 0,268 \cdot (100 - 82) \cdot 0,01 = 0,048 \text{ кг};$$

$$[P]_M = 0,086 \cdot (100 - 92) \cdot 0,01 = 0,007 \text{ кг};$$

$$[S]_M = 0,027 \cdot (100 - 37) \cdot 0,01 = 0,017 \text{ кг}.$$

Расчет окисления примесей шихты представлен в таблице 21.

Таблица 21 - Расчет окисления примесей шихты

Расчетные показатели	C ^{*1}			Si	Mn	P	S ^{*2}	Всего
	Всего	Окисляется до CO	Окисляется до CO ₂					
Содержится в шихте, кг	3,501			0,587	0,268	0,086	0,027	
Остается после продувки, кг	0,090			0,0	0,048	0,007	0,017	
Удаляется при продувке, кг	3,411	$3,411 \times 0,9 = 3,070$	$3,411 \times 0,1 = 0,341$	0,587	0,220	0,079	0,010	4,309
Требуется кислорода, м ³ кг		$3,070 \times 16/12 = 4,093$	$0,341 \times 32/12 = 0,910$	$0,587 \times 32/28 = 0,670$	$0,220 \times 16/55 = 0,064$	$0,079 \times 80/62 = 0,102$	-	5,840
		2,865 ^{*3}	0,637 ^{*3}	0,469 ^{*3}	0,045 ^{*3}	0,072 ^{*3}	-	4,088
Образуется оксидов, кг		$3,070 \times 28/12 = 7,164$	$0,341 \times 44/12 = 1,251$	$0,587 \times 60/28 = 1,257$	$0,220 \times 71/55 = 0,284$	$0,079 \times 142/62 = 0,182$	$0,010 \times 72/32 = 0,023$	10,16

^{*1} принимаем, что 90% углерода, удаляемого при продувке, окисляется до CO, а 10% - до CO₂: остаточные содержания углерода в металле в % и в кг отличаются несущественно, так как выход жидкого металла обычно составляет 90-92%.

^{*2} принимаем, что вся удаляемая из металла сера переходит в шлак в виде CaS, пренебрегая малым количеством ее окисления до газообразных продуктов.

^{*3} пересчет в м³ производится из условия, что 32 кг кислорода занимают объем 22,4 м³.

13.4 Расчет шлакового режима плавки

Шлак образуется в результате окисления примесей металлической шихты и растворения неметаллических материалов. Определим количество и состав образующегося шлака.

Для определения количества и состава образующегося шлака предварительно необходимо принять количество и составы неметаллических материалов по данным таблицы 6. Для расчета необходимо выбрать конкретные значения с использованием заданных величин так, чтобы содержание компонентов в материале в сумме составляло 100 %.

Известно: расход плавикового шпата – 0,2 кг (по заданию); твердого окислителя (окатышей) – 0,5 кг (по заданию); миксерного шлака – 0,5% к массе чугуна (см. п.13.3) или $77,3 \cdot 0,5 / 100 = 0,4$ кг.

В шлакообразовании принимает участие футеровка кислородного конвертера. В качестве материала футеровки, исходя из рекомендаций п.6, выберем смоломагнезитодоломит. В зависимости от качества огнеупорных материалов износ рабочего слоя футеровки за плавку составляет 0,3-0,7 кг/100кг металлошихты. Принимаем расход рабочего слоя футеровки 0,5 кг/100кг металлошихты, что позволяет иметь стойкость футеровки 850-900 плав.

Содержание Fe_2O_3 в окатышах определим из выражения (15) по заданным значениям Fe и FeO:

$$Fe_2O_{3(OK)} = (64,0 - 2,5 \cdot \frac{56}{72}) \cdot \frac{160}{112} = 88,65\%.$$

Расход извести определяется расчетом по балансу оксидов CaO и SiO₂.

Количество и состав неметаллических материалов, необходимых для проведения дальнейших расчетов, сведены в таблицу 22.

Таблица 22 - Количество и состав неметаллических материалов, используемых в расчете конвертерной плавки

Материал	Расход на плавку, %	Содержится в материале, %						
		CaO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	П.п.п.	Проч.	Итого
Известь	Находится расчетом	85,0	1,0	-	-	5,0	9,0	100
Плавиковый шпат	0,2	5,0	15,0	-	-	-	80,0	100
Твердый окислитель	0,5	2,0	4,0	88,65	2,5	-	2,8	100
Футеровка конвертера	0,5	30,0	3,0	2,0	-	-	65	100
Миксерный шлак	0,4	35,0	40,0	1,0	6,0	-	18,0	100

Расчета расхода извести, количества и состава шлака, проводится в таблице 23. Сначала заполняются все первые колонки таблицы 23, включая колонку «Итого».

Для продолжения расчета и определения расхода извести необходимо определиться с основностью шлака. Основность шлака (В) в конвертерной плавке обычно изменяется в пределах 2,5-4,0 (чаще всего 3,0-3,5). Для более глубокого удаления серы и фосфора стремятся иметь максимальную основность, но не приводящую к ухудшению жидкоподвижности шлака.

Принимаем $B = 3,5$.

Тогда в соответствии с выражением (16) расход извести составит

$$G_{из} = \frac{100 \cdot (3,5 \cdot 1,482 - 0,292)}{85,0 - 3,5 \cdot 1,0} = 6,01 \text{ кг.}$$

После определения расхода извести заполняется колонка «Вносится известью» в таблице 23.

Для заполнения оставшихся двух колонок таблицы 23 необходимо определить уровень концентрации оксидов железа в шлаке. Содержание оксидов железа в шлаке прини-

маем по данным таблицы 9 исходя из принятого остаточного содержания углерода в металле в конце продувки: $\text{FeO} = 24\%$ и $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 8\%$. Записываем эти значения в последнюю колонку таблицы 23. На все остальные оксиды шлака в количестве 8,552 кг приходится $100 - (24 + 8) = 68\%$. Отсюда определяем общее количество шлака из выражения (17):

$$G_{\text{ШЛ}} = 8,545 \cdot \frac{100}{(100 - 24 - 8)} = 12,566 \text{ кг.}$$

Далее заполняем все оставшиеся колонки и строки таблицы 23.

Таблица 23 - Расчет количества и состава шлака

Компоненты шлака	Вносятся, кг										Состав шлака, %
	металлической шихтой	окатышами	Фуеровкой конвертера	миксерным шлаком	плавиковым шпатом	итого	известью	всего			
CaO	$- 0,010 \cdot 56 / 32 = - 0,018^{*1}$	$0,5 \cdot 2 \times 0,01 = 0,010$	$0,5 \cdot 30 \times 0,01 = 0,150$	$0,4 \cdot 35 \times 0,01 = 0,140$	$0,2 \cdot 5 \times 0,01 = 0,010$	0,292	$6,01 \cdot 85 \times 0,01 = 5,109$	5,401	43,0		
SiO ₂	1,257	$0,5 \cdot 4 \times 0,01 = 0,020$	$0,5 \cdot 3 \times 0,01 = 0,015$	$0,4 \cdot 40 \times 0,01 = 0,160$	$0,2 \cdot 15 \times 0,01 = 0,030$	1,482	$6,01 \cdot 1 \times 0,01 = 0,060$	1,542	12,3		
Прочие	$0,284 + 0,182 + 0,023 = 0,489^{*2}$	$0,5 \cdot 2,8 \times 0,01 = 0,014$	$0,5 \cdot 65 \times 0,01 = 0,325$	$0,4 \cdot 18 \times 0,01 = 0,072$	$0,2 \cdot 80 \times 0,01 = 0,160$	1,061	$6,01 \cdot 9 \times 0,01 = 0,541$	1,602	12,7		
Итого	1,728	0,044	0,490	0,372	0,200	2,835	5,71	8,545	68,0		
FeO	-	$0,5 \cdot 2,5 \times 0,01 = 0,013$	-	$0,4 \cdot 6 \times 0,01 = 0,024$	-	0,037	-	3,016	24,0		
Fe ₂ O ₃	-	$0,5 \cdot 88,65 \times 0,01 = 0,443$	$0,5 \cdot 2 \times 0,01 = 0,010$	$0,4 \cdot 1 \times 0,01 = 0,004$	-	0,457	-	1,005	8,0		
Итого	-	0,456	0,010	0,028	-	0,494	-	4,021	32,0		
Всего	1,728	0,500	0,500	0,400	0,200	3,329	5,71	12,566	100,0		

*1 – количество CaO, затрачиваемое на ошлакование S металлошихты, кг (допускается не учитывать).

*2 – в статью «Прочие» входят MnO, P₂O₅ и CaS, образующиеся при переходе марганца, фосфора и серы металлошихты в шлак.

13.5 Расчет расхода дутья

В качестве дутья используется технически чистый кислород с содержанием 99,5% кислорода. Расход дутья определяется по балансу кислорода.

Потребность в кислороде для окисления примесей металла (см. таблицу 21) составляет 5,840 кг или 4,088 м³.

Кислород расходуется не только на окисление примесей металла, но и на дожигание части CO до CO₂, окисление железа, а также частично растворяется в металле и теряется в газовую фазу в начале продувки

Определим расход кислорода на окисление железа.

В таблице 23 в предпоследней колонке определено количество FeO (3,018 кг) и Fe₂O₃ (1,005 кг) в шлаке. Для их образования потребуется кислорода:

$$3,016 \cdot 16/72 + 1,005 \cdot 48 / 160 = 0,972 \text{ кг или } 0,972 \cdot 22,4 / 32 = 0,68 \text{ м}^3.$$

При этом окисляется железа $3,016 + 1,005 - 0,972 = 3,049$ кг.

Определим расход кислорода на дожигание CO. В зависимости от положения фурмы относительно поверхности металла 5-15% образующийся CO окисляется до CO₂. Принимаем: 10% CO окисляется до CO₂. По реакции $\{CO\} + \frac{1}{2}\{O_2\} = \{CO_2\}$ на каждые 28 кг CO требуется 16 кг или 11,2 м³ O₂.

Так как при окислении углерода образовалось 7,164 кг CO (см. таблицу 21), то для окисления 10% этого количества (0,716 кг) потребуется кислорода:

$$0,716 \cdot 16 / 28 = 0,409 \text{ кг или } 0,409 \cdot 22,4 / 32 = 0,287 \text{ м}^3.$$

С неметаллическими материалами поступает 0,037 кг FeO и 0,457 кг Fe₂O₃ (см. таблицу 23). При их полном усвоении образуется кислорода:

$$0,037 \cdot 16 / 72 + 0,457 \cdot 48 / 160 = 0,145 \text{ кг или}$$

$$0,145 \cdot 22,4 / 32 = 0,102 \text{ м}^3.$$

При этом восстанавливается железа $0,037 + 0,457 - 0,145 = 0,348$ кг.

Общая потребность в кислороде дутья для окислительного рафинирования (V_к) составит:

$$V_k = 5,840 + 0,972 + 0,409 - 0,145 = 7,075 \text{ кг или } 4,953 \text{ м}^3.$$

Обычно 5-10% от этого количества (принимаем 8 %) приходится на потери кислорода в газовую фазу и растворение его в металле. С учетом содержания кислорода в дутье (99,5%) определим общий расход дутья (V_д).

$$V_d = (7,075 \cdot 8 / 100 + 7,075) \cdot 100 / 99,5 = 7,679 \text{ кг или } 5,376 \text{ м}^3.$$

Избыток дутья примерно составит $7,679 \cdot 8 / 100 = 0,614$ кг.

13.6 Материальный баланс плавки

Составим баланс металла за период окислительного рафинирования.

Приход металла состоит из:

- 1) 100 кг металлошихты (чугуна и лома);
- 2) железа, восстановленного из неметаллических материалов (0,348 кг, см. п.13.5).

Расходная часть баланса металла включает в себя:

- 1) массу окислившись примесей (4,309 кг, см. таблицу 21);
- 2) массу окислившегося железа (3,049 кг, см. п.13.5);
- 3) потери металла с выносами и выбросами. Принимаем 1кг;
- 4) массу миксерного шлака (0,4 кг, см. таблицу 22);
- 5) потери железа с пылью определяются по уравнению (30) исходя из объема образующихся газов (V_г), концентрации пыли в газе (K_п) и содержания железа в пыли (Fe_п).

Масса, объем и состав образующихся газов определяются в таблице 24.

Таблица 24 - Расчет образования газообразных продуктов плавки

Источник поступления	Количество, кг		
	CO	CO ₂	Всего
Окисление углерода	7,164	1,251	8,414
Известь	-	$6,01 \cdot 5 \cdot 0,01 = 0,301$	0,301
Дожигание части CO	-0,716	$0,716 \cdot 44 / 28 = 1,126$	0,409
Итого	кг	6,447	2,677
	м ³	$6,447 \cdot 22,4 / 28 = 5,158$	$2,677 \cdot 22,4 / 44 = 1,363$
Состав газа, %	79,1	20,9	100,0

Принимаем $K_{\Pi} = 200 \text{ г/м}^3$, $Fe_{\Pi} = 70\%$.

Тогда $G_{\Pi} = 0,00001 \cdot 6,521 \cdot 200 \cdot 70 = 0,913 \text{ кг}$.

Таким образом, выход жидкого металла (G_M) перед раскислением составит:

$G_M = 100 + 0,348 - 4,309 - 3,049 - 1,0 - 0,4 - 0,913 = 90,677 \text{ кг}$.

Материальный баланс плавки сведен в таблице 25.

Таблица 25 - Материальный баланс плавки

Задано		Получено	
Наименование	кг	Наименование	кг
Чугун жидкий	77,300	Металл жидкий	90,677
Лом металлический	22,700	Шлак	12,566
Окатыши	0,500	Газ	9,124
Известь	6,01	Избыток дутья	0,614
Плавиновый шпат	0,200	Выносы и выбросы	1,000
Дутье	7,679	Потери железа с пылью	0,913
Футовка конвертера	0,500	Невязка	- 0,005
Итого	114,89	Итого	114,89

Поскольку невязка составляет $100 \cdot 0,005 / 114,89 = 0,004\%$, то расчет выполнен верно.

13.7 Тепловой баланс плавки и определение температуры металла

Приходные статьи теплового баланса

1) Физическое тепло жидкого чугуна определяется из выражения (32)

Известно: $G_{\text{ч}} = 77,3 \text{ кг}$; $t_{\text{ч}} = 1370 \text{ }^\circ\text{C}$.

Тогда $Q_{\text{ч}} = 77,3 \cdot (61,9 + 0,88 \cdot 1370) = 97977,8 \text{ кДж}$.

2) Тепловой эффект реакций окисления примесей шихты определяется из выражения (33).

Известно: $[C]_{\text{ок}} = 3,411 \text{ кг}$; $[Si]_{\text{ок}} = 0,587 \text{ кг}$; $[Mn]_{\text{ок}} = 0,220 \text{ кг}$; $[P]_{\text{ок}} = 0,079 \text{ кг}$ (см. таблицу 21).

Тогда $Q_{\text{X}} = 14770 \cdot 3,411 + 26970 \cdot 0,587 + 7000 \cdot 0,220 + 21730 \cdot 0,079 = 69467,1 \text{ кДж}$.

3) Тепловой эффект реакций окисления железа с образованием оксидов железа, переходящих в шлак, определяем из выражения (34)

Известно: $G_{\text{FeO}} = 3,016 \text{ кг}$; $G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 1,005 \text{ кг}$ (см. таблицу 23).

Тогда $Q_{Fe} = 3707 \cdot 3,016 + 5278 \cdot 1,005 = 16485$ кДж.

4) Тепловой эффект реакций шлакообразования из выражения (35)

Известно: $G_{CaO} = 5,401$ кг; $G_{SiO_2} = 1,542$ кг (см. таблицу 23).

Тогда $Q_{ШО} = 628 \cdot 5,401 + 1464 \cdot 1,542 = 5649,3$ кДж.

5) Тепло дожигания СО определяется из выражения (36)

Известно: $G_{CO} = 0,716$ кг (см. таблицу 24). Принимаем $Z = 0,2$.

Тогда $Q_{CO} = 10100 \cdot 0,716 \cdot 0,2 = 1447$ кДж.

Общий приход тепла составляет

$97977,8 + 69467,1 + 16485 + 5649,3 + 1447 = 191026,2$ кДж.

Расходные статьи теплового баланса

1) Физическое тепло жидкого металла определяется из выражения (38)

Известно: $G_M = 90,677$ кг (см. п.13.6).

Тогда $Q_M = (54,8 + 0,84 \cdot t_M) \cdot 90,677 = 4969,1 + 76,169 \cdot t_M$.

2) Физическое тепло шлака определяется из выражения (39)

Известно: $G_{Ш} = 12,566$ кг (см. таблица 23).

Тогда $Q_{Ш} = (2,09 \cdot t_M - 1379) \cdot 12,566 = 26,263 \cdot t_M - 17328,5$.

3) Физическое тепло отходящих газов определяется из выражения (40)

Известно: $G_{CO} = 6,447$ кг; $G_{CO_2} = 2,677$ кг (см. таблицу 24).

Принимаем $t_r = 2000$ °С.

Тогда $Q_r = (1,32 \cdot 2000 - 220) \cdot (6,447 + 2,677) = 22081,1$ кДж.

4) Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов определяется из выражения (41). Для расчета учитывают только оксиды железа, поступающие в конвертер с неметаллическими материалами (см. таблицу 23):

$Q_{Fe} = 3707 \cdot 0,037 + 5278 \cdot 0,457 = 2548,7$ кДж.

5) Потери тепла с выносами и выбросам определяется из выражения (42)

Известно: $G_B = 1,0$ кг. Принимаем $t_{MC} = 1550$ °С.

Тогда $Q_B = (54,8 + 0,84 \cdot 1550) \cdot 1,0 = 1356,8$ кДж.

6) Затраты тепла на пылеобразование определяется из выражения (43)

Известно: $G_{П} = 0,913$ кг (см. п.13.6).

Тогда $Q_{Д} = (54,8 + 0,84 \cdot 2000) \cdot 0,913 = 1583,7$ кДж.

7) Тепло на разложение карбонатов определяется из выражения (44)

Известно: $G_{ИК} = 0,301$ кг (см. таблицу 24).

Тогда $Q_K = 4038 \cdot 0,301 = 1214,6$ кДж.

8) Тепловые потери определяются из выражения (45). Приняв величину тепловых потерь равной 3% от прихода тепла получим: $Q_{П} = 191026,2 \cdot 3 / 100 = 5730,8$ кДж.

Общий расход тепла составит

$$4969,1 + 76,169 \cdot t_M + 26,263 \cdot t_M - 17328,5 + 22081 + 2549 + 1357 + 1584 + \\ + 1214,6 + 5730,8 = 22157 + 102,432 \times t_M.$$

Приравняв приходную и расходную части теплового баланса, определим температуру жидкого металла в конце продувки.

$$t_M = \frac{191026,2 - 22157}{102,432} = 1648,6^\circ\text{C}.$$

Определим величину перегрева металла над температурой начала затвердевания из выражения (1)

$$T_{\text{ПЕР}} = 1648,6 - 1530 = 118,6^\circ\text{C}.$$

Полученная величина перегрева находится в рекомендованном интервале: 100-120 °С (см. таблицу 1).

Составим тепловой баланс плавки в конвертере (таблица 26).

Таблица 26 – Тепловой баланс плавки в конвертере с верхней продувкой

Приход тепла			Расход тепла		
Статьи прихода	Количество		Статьи расхода	Количество	
	кДж	%		кДж	%
Физическое тепло жидкого чугуна	97978	51,3	Физическое тепло жидкого металла	130541	68,3
Тепловой эффект реакций окисления	69467	36,4	Физическое тепло шлака	25969	13,6
Тепловой эффект реакций окисления железа	16485	8,6	Затраты тепла на разложение оксидов железа неметаллических материалов	2549	1,3
Тепловой эффект реакций шлакообразования	5649	3,0	Физическое тепло отходящих газов	22081	11,6
Тепло дожигания СО	1447	0,8	Потери тепла с выносами и выбросами	1357	0,7
			Затраты тепла на пылеобразование	1584	0,8
			Тепло на разложение карбонатов	1215	0,6
			Тепловые потери	5731	3,0
Итого	191026	100	Итого	191027	100

Невязка баланса составляет $100 \cdot (191026 - 191027) / 191027 = 0,0005\%$, что находится в допустимых пределах (0,5 %).

13.8 Расчет раскисления стали и ее химического состава

В соответствии с рекомендациями, изложенными в п. 10, раскисление стали марки 10 будем вести в ковше ферромарганцем, ферросилицием и алюминием, составы которых приведены в таблице 27.

Таблица 27 - Химический состав применяемых раскислителей

Материал - раскислитель	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	P	S
Ферромарганец ФМн75	7,0	75,0	2,0	0,45	0,03
Ферросилиций ФС75	-	0,3	75,0	0,05	0,03
Алюминий А5*	0	0,03	0,3	0	0

* - содержание алюминия 99,5 %.

Определим расход ферромарганца. Известно: $G_M = 90,67$ кг; $[Mn]_M = 0,048$ кг (см. таблицу 21); $[Mn]_{ФМ} = 75,0\%$. Принимаем: $[Mn]_C = 0,5\%$ (см. таблицу 18); $U_{Mn} = 30\%$ (см. таблицу 15). Тогда

$$G_{ФМ} = \frac{100 \cdot 90,677 \cdot (0,5 - 0,048)}{75,0 \cdot (100 - 30)} = 0,78 \text{ кг.}$$

При раскислении ферромарганцем масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода ферросилиция. Увеличение массы металла почти в точности равно массе ферромарганца, так как частичный угар марганца компенсируется поступлением в металл примерно такого же количества железа из шлака.

Следовательно, масса металла после раскисления ферромарганцем составит:

$$90,677 + 0,78 = 91,46 \text{ кг.}$$

Определим расход ферросилиция. Известно: $G_M = 91,45$ кг; $[Si]_M = 0,0$ кг; $[Si]_{ФС} = 75,0\%$. Принимаем: $[Si]_C = 0,27\%$ (см. таблицу 18); $U_{Si} = 35\%$ (см. таблицу 15).

$$\text{Тогда } G_{ФС} = \frac{100 \cdot 91,46 \cdot (0,27 - 0,0)}{75,0 \cdot (100 - 35)} = 0,5 \text{ кг.}$$

Определение массы и химического состава стали после раскисления, а также массы продуктов раскисления, производится в таблице 28.

Расход алюминия на раскисление выбираем с учетом практических данных в зависимости от содержания углерода перед раскислением (см. таблицу 14). Поскольку $[C] = 0,09\%$, то принимаем расход алюминия марки А5 – 350 г/т стали. При этом поступлением кремния и марганца в металл при введении алюминия пренебрегаем из-за незначительного содержания этих элементов.

Состав металла после раскисления соответствует требованиям, предъявляемым к заданной марке стали 10.

Таблица 28 - Баланс элементов при раскислении стали

Расчетные показатели	C		Si		Mn		P	S	Fe	Всего
	оста- ется	окис- ляется до CO	оста- ется	окис- ляется до SiO ₂	оста- ется	окис- ляется до MnO				
Содержится перед раскислением, кг	0,090		0,000		0,048		0,007	0,017	90,515	90,677
Вносятся ферро-марганцем, кг	50% ^{*1} 0,027	50% ^{*1} 0,027	65% ^{*1} 0,010	35% ^{*1} 0,005	70% ^{*1} 0,410	30% ^{*1} 0,176	100% ^{*1} 0,004	100% ^{*1} 0,000	100% ^{*1} 0,121	0,572 ^{*2}
Вносятся ферро-силицием, кг			65% ^{*1} 0,247	35% ^{*1} 0,133	70% ^{*1} 0,001	30% ^{*1} 0,001	100% ^{*1} 0,001	100% ^{*1} 0,000	100% ^{*1} 0,124	0,373 ^{*2}
Содержится после раскисления, кг	0,117		0,257		0,459		0,011	0,017	90,755	91,622
Образуется оксида, кг		$0,027 \times \frac{28}{12} = 0,064$		$0,138 \times \frac{60}{28} = 0,297$		$0,177 \times \frac{71}{55} = 0,227$			Образуется после раскисления, кг	
Состав металла, %	$0,117 \times \frac{100}{91,622} = 0,128$		$0,257 \times \frac{100}{91,622} = 0,280$		$0,459 \times \frac{100}{91,622} = 0,501$		0,012	0,018	газа	шлака
									0,064 ^{*3}	0,524 ^{*4}
^{*1} процент от общего количества элемента в материале; ^{*2} учитываются только элементы, перешедшие в состав металла; ^{*3} монооксид углерода, образующийся при окислении углерода ферросплавов: $0,027 \cdot \frac{28}{12} = 0,063$ кг; ^{*4} количество SiO ₂ и MnO, образующихся при окислении кремния и марганца ферросплавов: $0,297 + 0,227 = 0,524$ кг.										

13.9 Расчет расхода материалов на плавку и выхода продуктов плавки

По данным таблицы 25 из 100 кг металлошихты получается 90,677 кг жидкого металла. В соответствии с заданием необходимо произвести в конвертере 300 т этого металла. Отсюда расход металлошихты на плавку ($G_{\text{МШ}}$) составит

$$G_{\text{МШ}} = 300 \cdot 100 / 90,677 = 330,86 \text{ т.}$$

Так как в металлошихте содержится 77,3% жидкого чугуна (см. таблицу 25), то его расход на плавку составит

$$G_{\text{Ч}} = 330,86 \cdot 77,3 / 100 = 255,76 \text{ т.}$$

Тогда на плавку потребуется лома

$$G_{\text{Л}} = G_{\text{МШ}} - G_{\text{Ч}} = 330,86 - 255,76 = 75,1 \text{ т.}$$

Расход других твердых материалов или выход жидких продуктов плавки определяем из выражения (51). Расход газообразных материалов (дутья и газов) из выражения (52)

Тогда на плавку потребуется:

Извести $331 \cdot 6,01 / 100 = 19,9 \text{ т.}$

Окатышей $331 \cdot 0,5 / 100 = 1,65 \text{ т.}$

Плавленого шпата $331 \cdot 0,2 / 100 = 0,66 \text{ т.}$

Дутья $331 \cdot 10 \cdot 5,376 = 17790 \text{ м}^3.$

Ферромарганца $331 \cdot 0,78 / 100 = 2,58 \text{ т.}$

Ферросилиция $331 \cdot 0,5 / 100 = 1,66 \text{ т.}$

Алюминия $331 \cdot 0,350 / 100 = 1,16 \text{ т.}$

Выход продуктов плавки составит:

Жидкой стали $331 \cdot 91,622 / 100 = 303,3 \text{ т.}$

Шлака $331 \cdot (12,566 + 0,524) / 100 = 43,3 \text{ т.}$

Газа $331 \cdot 10 \cdot (6,521 + 0,064) = 21786 \text{ м}^3.$

Пыли $331 \cdot 0,913 / 100 = 3,02 \text{ т.}$

Выносов и выбросов $331 \cdot 1,0 / 100 = 3,03 \text{ т.}$

13.10 Определение удельной интенсивности продувки, продолжительности плавки и производительности агрегата

Удельная интенсивность продувки i , $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$ определяется из выражения (53):

$$i = 1200 / 303,1 = 3,96 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин}) \text{ или } 4 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин}).$$

Обычно удельная интенсивность продувки изменяется в пределах 2,0-5,0 $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$.

Продолжительность основного технологического периода плавки – продувки, определим как время, необходимое для вдувания в конвертер расчетного количества кислорода. Так как потребность в дутье составляет 17790 м^3 , а по заданию интенсивность продувки – 1200 $\text{м}^3/\text{мин}$, то продолжительность продувки из выражения (54) составит $17790 / 1200 = 14,8$ мин или 14 мин 48 с.

Продолжительность других периодов плавки выберем из обычно наблюдаемых на практике значений (см. таблицу 29).

Годовая производительность одного непрерывно работающего конвертера определяется из выражения (55). В этом случае $N = 365$ дней.

Тогда

$$P_{\Gamma} = \frac{1440 \cdot 365 \cdot 303,3}{37} = 4,3 \text{ млн.т.}$$

Таблица 29 - Технологические операции конвертерной плавки и их продолжительность

Технологическая операция (период) конвертерной плавки	Время периода, мин	
	Наблюдаемое	Выбор
1. Осмотр и подготовка конвертера к работе	1-10	1,0
2. Загрузка лома	2-6	2,0
3. Подача первой порции сыпучих материалов	0-2	1,0
4. Заливка чугуна	2-6	3,0
5. Продувка	10-20	14,8
6. Повалка конвертера, отбор проб металла, шлака, измерение температуры	3-6	4,0
7. Выпуск металла, раскисление, легирование	4-9	6,0
8. Слив шлака	2-4	3,0
9. Неучтенные операции и задержки	0-5	2,2
Итого	30-50	37,0

Чтобы обеспечить такую производительность в цехе необходимо иметь два конвертера: один работает, а другой находится в ремонте или резерве.

Часто в цехе устанавливают три конвертера, что дает возможность непрерывной работы двух конвертеров. В этом случае производительность цеха равна удвоенной производительности одного непрерывно работающего конвертера. Три 300-тонных конвертера, работающих по приведенной в расчете технологии, могут выплавить примерно 8,6 млн.т стали в год.

14 Оформление пояснительной записки

Пояснительная записка оформляется на листах формата А4 с отступами сверху, слева и снизу – 20 мм, справа – 10 мм. Оформление заголовков, библиографического списка и таблиц показано в тексте данных методических указаний. Пояснительная записка должна состоять из следующих частей:

1. Титульный лист;
2. Задание (исходные данные);
3. Содержание;
4. Введение;
5. Расчет плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья;
6. Заключение;
7. Список использованных источников.

В разделе «Введение» формулируются основные задачи, решаемые при выполнении работы. Здесь следует указать основные технологические параметры, которые необходимо определить, а также их влияние на показатели кислородно-конвертерной плавки.

Раздел «Расчет плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья» выполняется в соответствии с пунктами 3-12 методических указаний.

В разделе «Заключение» приводятся наиболее важные технологические параметры, характеризующие процесс плавки стали в кислородном конвертере.

Вопросы для самопроверки

1. Что понимают под названием: «Классический кислородно-конверторный процесс»?
2. Какие требования предъявляют к жидкому чугуна?
3. Каким требованиям должен отвечать металлический лом?
4. С какой целью используют металлический лом на плавку?
5. От каких факторов зависит расход лома на плавку?
6. Какие мероприятия позволяют повысить долю лома на плавку?
7. Назначение твердых окислителей при выплавке конвертерной стали?
8. С какой целью используется известь на плавку?
9. В каких случаях применяют известняк?
10. Какова роль плавикового шпата?
11. Как ведут продувку металла в конвертере (режим подачи дутья и ввода неметаллических материалов)?
12. Зачем применяют додувки металла?
13. Каким образом осуществляют раскисление и легирование стали?
14. Какие технологические операции составляют цикл плавки?
15. Какие газы использует в конвертерах донной продувки кислородом?
16. Почему в конвертерах донного дутья с применением кусковой извести необходима продувка металла до низких концентраций углерода?
17. Какие преимущества имеет использование порошкообразной извести?
18. Какое соотношение расходов кислорода при комбинированной продувке металла через верхнюю и донные фурмы?
19. Какие особенности имеет технология выплавки стали в конвертерах комбинированной продувки металла кислородом сверху и нейтральными газами снизу?
20. На чем основан расчет плавки стали?
21. В какой мере зависит поведение составляющих чугуна от вида продувки и чем это объясняется?
22. От каких факторов зависит выход годного жидкой стали?

Приложение А
Варианты заданий для выполнения курсовой работы

Номер варианта	Садка кон-вертера, т	$t_{\text{чугуна}}, ^\circ\text{C}$	Состав чугуна, %					$i, \text{ м}^3/\text{мин}$	Твердый окислитель – окатыши			Расход шпата, %	Способ разливки – таблица 1
			C	Si	Mn	P	S		расход, %	Fe, %	FeO, %		
1	30	1350	4,6	0,5	0,2	0,05	0,02	200	1	59	0,1	0,1	1
2	50	1360	4,5	0,55	1,5	0,15	0,04	250	1,2	60	0,2	0,2	2
3	100	1370	4,5	0,6	0,3	0,06	0,017	500	1,4	61	1,5	0,3	3
4	150	1380	4,4	0,65	1,6	0,14	0,039	700	1,6	62	0,3	0,4	4
5	200	1390	4,4	0,7	0,4	0,07	0,016	850	1,8	63	1,4	0,1	5
6	250	1400	4,3	0,8	1,4	0,13	0,036	1000	2	64	0,4	0,2	1
7	300	1410	4,3	0,9	0,5	0,08	0,015	1200	2,2	60	1,3	0,3	2
8	350	1420	4,2	1	1,3	0,12	0,035	1400	2,5	61	0,5	0,4	3
9	375	1430	4,1	1,1	0,6	0,09	0,022	1600	0,5	62	1,2	0,1	4
10	130	1440	4	1,2	1,2	0,11	0,033	600	0,7	63	0,6	0,2	5
11	160	1450	3,9	1,3	0,7	0,1	0,024	750	0,9	64	1,1	0,3	1
12	75	1420	4	1,1	1,1	0,09	0,031	400	1,1	61	0,7	0,4	2
13	275	1400	4,4	0,75	0,8	0,08	0,026	1000	1,3	62	1	0,1	3
14	325	1380	4,4	0,7	1	0,07	0,029	1100	1,5	63	0,8	0,2	4
15	400	1360	4,5	0,6	0,9	0,04	0,027	1800	1,7	64	0,9	0,3	5
16	60	1370	4,6	0,8	0,2	0,02	0,015	300	1,9	60	0,1	0,4	1
17	80	1390	4,5	0,9	0,3	0,03	0,02	450	2,1	62	0,3	0,1	2
18	120	1410	4,4	0,7	0,4	0,05	0,026	550	2,3	64	0,6	0,2	3
19	175	1430	4,3	1,1	0,6	0,07	0,018	750	2,5	61	0,8	0,3	4
20	220	1450	4,4	0,5	0,7	0,09	0,032	900	1	63	1	0,4	5
21	280	1480	4,5	1,3	0,5	0,12	0,022	1150	1,5	65	1,2	0,1	1
22	340	1370	4,4	0,8	0,3	0,15	0,025	1350	2	60	1,4	0,2	2

Приложение Б
Химический состав сталей

Марка стали	Содержание, %							
	C	Mn	Si	Cr	S	P	Cu	Ni
Сталь 05	до 0,06	до 0,4	до 0,03	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08	0,05-0,12	0,35-0,65	0,17-0,37	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08 кп	0,05-0,11	0,25-0,50	до 0,03	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 08 пс	0,05-0,11	0,35-0,65	0,05-0,17	0,1	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10 кп	0,07-0,14	0,25-0,50	до 0,07	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 10 пс	0,07-0,14	0,35-0,65	0,05-0,17	0,15	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 15	0,12-0,19	0,35-0,65	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20 кп	0,17-0,24	0,25-0,50	до 0,07	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20 пс	0,17-0,24	0,35-0,65	0,05-0,17	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 25	0,22-0,30	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 35	0,32-0,40	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 40	0,37-0,45	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 45	0,42-0,50	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 50	0,47-0,55	0,50-0,80	0,17-0,37	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25
Сталь 20X	0,17-0,23	0,50-0,80	0,17-0,37	0,70-1,0	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 30X	0,24-0,32	0,50-0,80	0,17-0,37	0,80-1,1	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40X	0,36-0,44	0,50-0,80	0,17-0,37	0,80-1,1	0,035	0,035	0,3	0,3

продолжение приложения Б

Марка стали	Содержание, %							
	C	Mn	Si	Cr	S	P	Cu	Ni
Сталь 09Г2	До 0,12	1,4-1,8	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 14Г2	0,12-0,18	1,2-1,6	0,17-0,37	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 12ГС	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 16ГС	0,12-0,18	0,44-0,7	0,9-1,2	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17ГС	0,14-0,20	1,0-1,4	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 17Г1С	0,15-0,20	1,15-1,6	0,4-0,6	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 09Г2С	до 0,12	1,3-1,7	0,5-0,8	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 10Г2С1	До 0,12	1,3-1,65	0,8-1,1	0,3	0,04	0,035	0,3	0,3
Сталь 35ГС	0,30-0,37	0,80-1,20	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 25Г2С	0,20-0,29	1,20-1,60	0,60-0,90	0,3	0,045	0,04	0,3	0,3
Сталь 15Г	0,12-0,19	0,70-1,0	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 20Г	0,17-0,24	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 30Г	0,27-0,35	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40Г	0,37-0,45	0,70-1,00	0,17-0,37	0,3	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 33ХС	0,29-0,37	0,30-0,60	1,00-1,40	1,30-1,60	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 40ХС	0,37-0,45	0,30-0,60	1,20-1,60	1,30-1,60	0,035	0,035	0,3	0,3
Сталь 20ХГСА	0,17-0,23	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 25ХГСА	0,22-0,28	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 30ХГСА	0,28-0,34	0,80-1,10	0,90-1,20	0,80-1,10	0,025	0,025	0,3	0,3
Сталь 35ХГСА	0,32-0,39	0,80-1,10	1,10-1,40	1,10-1,40	0,025	0,025	0,3	0,3

Библиографический список

1. Марочник сталей и сплавов / Под ред. В.Г. Сорокина. М.: Машиностроение, 1989. – 638с.
2. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. – М.: Metallurgia, 1982. – 156с.
3. Бигеев А.М., Колесников Ю.А. Основы математического описания и расчеты кислородно-конвертерных процессов. М.: Metallurgia, 1970. – 229 с.
4. Определение основных параметров технологии плавки стали в конвертере с верхней подачей дутья: Метод. указ. для выполнения курсовой работы. – Магнитогорск: МГМА, 1994. – 38с.
5. Теплофизические свойства топлив и шихтовых материалов черной металлургии. Справочник / В.М. Бабошин, Е.А. Кричевцов, В.М. Абзалов, Я.М. Щелоков. – М.: Metallurgia, 1982. – 152с.
6. Емелин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электрометаллургическим процессам. – М.: Metallurgia, 1978. 287с.

ШАПОВАЛОВ АЛЕКСЕЙ НИКОЛАЕВИЧ

ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНЫХ КОНВЕРТЕРАХ

Методические указания
для выполнения курсовой работы
по дисциплинам «Теория и технология производства стали»,
«Основы сталеплавильного производства»
для студентов, обучающихся по направлению подготовки бакалавров
22.03.02 Metallurgy, профиль «Metallurgy of black metals»,
всех форм обучения

Подписано в печать 21.10.2020 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег. № 155	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 3,44

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
E-mail: nf@misis.ru
Контактный тел. 8 (3537) 679729.

